

**Л. В. Шпильовий, В. С. Білецький, К. Л. Шпильовий**

# **ЗБАГАЧЕННЯ НІОБІЄ- ВИХ РУД**

*За редакцією д-ра техн. наук,  
проф. В. С. Білецького*

Київ-2021

УДК 622.772 : 669.293

**Шпильовий Л. В., Білецький В. С., Шпильовий К. Л.**  
ШБ1 Збагачення ніобієвих руд (монографія) / За ред. В.С. Білецького. –  
К.: Видавництво ФОП Халіков Р.Х., 2021. – 160 с.

**ISBN 978-617-7565-72-6**

У монографії розглядається проблема переробки бідних ніобієвих руд вітчизняних родовищ, зокрема Мазурівського. Викладені результати теоретичних та експериментальних досліджень збагачення руди та пірометалургійної переробки чорнових концентратів.

Обґрунтована раціональна глибина механічного збагачення руд родовища. Досліджені переваги процесу подрібнення у відцентрових дробарках металного типу та гравітаційного збагачення у відцентрових концентраторах.

Книга розрахована на інженерно-технічних працівників наукових та проектних організацій, гірничо-збагачувальних комбінатів. Вона може бути корисною студентам вузів, які вивчають технологію збагачення корисних копалин.

#### **Рецензенти:**

*Назаренко Михайло Володимирович, д.т.н., директор ТОВ "Науково-виробниче підприємство КРИВБАСАКАДЕМІНВЕСТ", м. Кривий Ріг*  
*Сокур Микола Іванович, доктор технічних наук, професор, Кременчуцький національний університет ім. Михайла Остроградського*

*Рекомендовано до друку редакційною колегією «Гірничої енциклопедії»  
(Протокол № 2 від 21.07.2021)*

**ISBN 978-617-7565-72-6**

© Шпильовий Л. В., Білецький В. С., Шпильовий К. Л.

## ЗМІСТ

<b>ВСТУП.....</b>	<b>5</b>
<b>РОЗДІЛ 1. СУЧАСНИЙ СТАН ПЕРЕРОБКИ БІДНИХ НІОБІЄВИХ РУД .....</b>	<b>7</b>
1.1. Стан і перспективи використання мінерально-сировинних ресурсів ніобію.....	7
1.2. Стан і тенденції переробки ніобійвмісної сировини.....	16
1.3. Стан дослідження збагачуваності руд Мазурівського родовища.....	28
1.4. Підвищення ефективності переробки і комплексного використання рідкіснометалічної сировини.....	33
<i>Література до розділу 1</i> .....	46
<b>РОЗДІЛ 2. ЕФЕКТИВНІСТЬ ПЕРЕРОБКИ НІОБІЄВИХ РУД...57</b>	
2.1. Аналіз втрат ніобію на різних стадіях технологічної перероб- ки.....	57
2.2. Оцінка перспектив підвищення вилучення пірохлору за рахунок вдосконалення рудо підготовки.....	61
2.3. Кінетичний аналіз сучасних можливостей підвищення рівня вилучення тонких класів пірохлору при гравітаційному збагаченні у відцентровому полі.....	66
<i>Література до розділу 2</i> .....	71
<b>РОЗДІЛ 3. СЕЛЕКТИВНА ДЕЗІНТЕГРАЦІЯ РІДКІСНОМЕТАЛІЧНОЇ РУДИ.....73</b>	
3.1. Характеристика речовинного складу руди Мазурівського родовища .....	73
3.2. Дослідження закономірностей розкриття рідкіснометалічних руд при їх подрібненні у кульовому млині.....	85
3.3. Гравітаційна характеристика руди різних класів крупності.....	90
3.4. Визначення оптимального способу дезінтеграції.....	94
3.5. Обґрунтування раціональних технологічних параметрів процесу селективної дезінтеграції руди .....	102
<i>Література до розділу 3</i> .....	108

## **РОЗДІЛ 4. ЗАКОНОМІРНОСТІ КОНЦЕНТРАЦІЇ ПРОХЛОРУ У ВІДЦЕНТРОВОМУ КОНЦЕНТРАТОРІ.....110**

4.1. Підвищення контрастності технологічних властивостей компонентів руди перед розділенням у відцентровому полі.....	110
4.2. Обґрунтування оптимальних параметрів процесу розділення мінералів у відцентровому полі.....	118
4.3. Дослідження впливу методів дезінтеграції на показники збагачення руди у сепараторі відцентрового типу.....	128
<i>Література до розділу 4</i> .....	131

## **РОЗДІЛ 5. ПІДВИЩЕННЯ ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНИХ ПОКАЗНИКІВ ПЕРЕРОБКИ РІДКІСНОМЕТАЛІЧНИХ РУД.....133**

5.1. Сучасні тенденції переробки чорнових концентратів рідкіснометалічних руд.....	133
5.2. Раціональна глибина механічного збагачення тонковкрапленої рідкіснометалічної руди.....	137
5.3. Розробка концепції раціональної технологічної схеми комплексної переробки рідкіснометалічних руд.....	146
5.4. Концепція раціональної технологічної схеми переробки рідкіснометалічної руди.....	152
<i>Література до розділу 5</i> .....	152

## **ВИСНОВКИ.....155**

## ВСТУП

За своєю технологічною значимістю ніобій може слугувати показником рівня розвитку економіки країни або одного з найважливіших її секторів – чорної металургії. Леговані ніобієм сталі займають провідне місце в різних сферах застосування, що зумовлено позитивним впливом ніобію на ряд якісних показників сталей: тугоплавкість, жароміцність, пластичність, корозійну стійкість.

Питоме споживання ніобію в Україні (5-6 г на тонну виплавленої сталі) значно поступається провідним індустріальним країнам (111-155 грамів).

Зростання рівня промислового споживання ніобію, його вартості, монополізація ринку ніобієвої продукції в світі посилили тенденцію до залучення у виробництво бідної сировини. Орієнтація ніобієвого виробництва на переробку низькосортної мінеральної сировини має стійку тенденцію, чому сприяють активно створювані в США та інших промислово розвинутих країнах нові, більш досконалі технологічні процеси.

В Україні відсутні родовища ніобієвих руд, які б розроблялися. Руди навіть найбільш перспективного вітчизняного родовища – Мазурівського (Донецька обл.), яке розроблялося до середини 60-х років минулого століття на цирконій, – є досить бідними за вмістом оксиду ніобію (0,09-0,15 %).

Залучення до переробки бідних руд з низьким вмістом корисних компонентів та дрібним зерном вимагає застосування більш тонкого їх подрібнення, багатостадійних і комбінованих схем збагачення. У світовій та вітчизняній практиці характерним для переробки руд рідкісних металів є застосування традиційних схем рудопідготовки, використання складних технологічних схем, в яких поєднується збагачення на гравітаційних, магнітних, електричних сепараторах та частково використання флотації; відсутність хімічної доводки продуктів.

Сьогодні переробка рідкіснометалічних руд супроводжується значними втратами металів та відсутністю комплексного використання сировини. Це пов'язано з низьким вмістом металів у вихідній сировині, з тонкою вкрапленістю рудних мінералів, їхньою схильністю до шламоутворення, близькими технологічними властивостями компонентів сировини. В сортові концентрати вилучається не більше 30-40 % ніобію. Від 20 до 45 % ніобію переходить у проміжні продукти основних та доводочних операцій, які сьогодні практично не використовуються.

Тонка вкрапленість та ізоморфізм утруднюють розділення мінералів механічними способами, та призводять до великих втрат ніобію при збагаченні. Разом з тим, застосування таких методів підвищення ефективності переробки як селективне розкриття руд, концентрація мінералів у відцентровому полі, високоградієнтна магнітна сепарація, попереднє збагачення, хімічні та гідрометалургійні методи доводки чорнових концентратів для руд рідкісних металів поки що не отримало достатнього розвитку.

Тому розробка нових, більш ефективних і якісно нових технологій вилучення цінних рідкісних металів, зокрема ніобію, вдосконалення технологій збагачення, що дозволяють залучити до переробки як бідні руди вітчизняних родовищ, так і бідні колективні чорнові концентрати та промпродукти збагачення, є надзвичайно важливим і актуальним завданням з огляду на гостру потребу в них економіки України для зменшення її залежності від імпорту, забезпечення внутрішнього ринку.

Мета проведеного авторами дослідження полягала у виявленні, аналізі, науковому обґрунтуванні та кількісній оцінці чинників, що визначають високу ефективність переробки пірохлорових руд України, зокрема Мазурівського рідкіснометалічного родовища (Донецька обл.), і вдосконаленні технології комплексної переробки руди на основі встановлення раціональних параметрів розкриття мінералів та закономірностей відцентрової концентрації пірохлору.

Рідкіснометалічні руди родовища (маріуполіти) активно розроблялися в 1940-1960 роках на цирконій. За відносно простою гравітаційною схемою збагачувалися пухкі руди кори вивітрювання, з яких отримували цирконовий концентрат. Гідрометалургійна переробка цирконового концентрату здійснювалася на Донецькому хіміко-металургійному заводі. Інші рідкісні метали (ніобій, тантал, титан, рідкісні землі) не вилучалися внаслідок низького непромислового вмісту в руді, важкої збагачуваності та відсутності ефективної технології збагачення.

Після відпрацювання кори вивітрювання Мазурівського рідкіснометалічного родовища видобування цирконової руди було зупинено.

Авторами в рамках цієї монографії запропонована нова концепція комплексної переробки бідної руди родовища, яка полягає у встановленні раціональної межі гравітаційного збагачення пірохлорової руди та раціональному поєднанні гравітаційного збагачення і наступної металургійної переробки чорнових концентратів для підвищення вилучення ніобію та інших рідкісних металів.

## **РОЗДІЛ 1**

### **СУЧАСНИЙ СТАН ПЕРЕРОБКИ БІДНИХ НІОБІЄВИХ РУД**

## 1.1. Стан і перспективи використання мінерально-сировинних ресурсів ніобію

Чорна металургія споживає (у вигляді фероніобію) до 90 % світового виробництва ніобію. Ніобій використовується як легуючий метал для різних марок сталі, зокрема, сталі марки HSLA [1, 2]. Створення нових сталей підвищеної міцності, корозійностійких і інших спеціальних сталей безпосередньо пов'язане з використанням ніобію. Мікролегуючі добавки ніобію підвищують міцність і одночасно в'язкість сталей, зсувають зону крихкого руйнування сталей в бік більш низьких температур, що є проривом в металознавстві. Особливо ефективним стає використання ніобію одночасно із застосуванням нових технологічних процесів термомеханічної обробки замість традиційної термічної обробки (загартування з відпуском, нормалізація) [1]. Виключення такої операції, як термообробка, знижує витрати енергоносіїв і, відповідно, собівартість виробництва сучасних сталей.

Найбільш типовим прикладом переваг ніобійвмісних сталей є високоміцні низьколеговані сталі. У зв'язку з унікальним поєднанням міцності, в'язкості, холодостійкості, пластичності та зварюваності листового прокату з мікролегованих ніобієм сталей зростає їх використання у зварних будівельних конструкціях, машинобудуванні, суднобудуванні, та автомобілебудуванні; широко використовуються такі сталі для виготовлення газопровідних труб великого діаметра [2].

До 10 % ніобію у вигляді чистого металу (порошок, зливки, прокат), а також у вигляді хімічних сполук використовується в інших галузях промисловості – в радіоелектронній (конденсатори), в авіаційній та ракетній (турбінні лопаті двигунів нового покоління, обшивка ракет тощо), в атомній енергетиці (захисні оболонки уранових тепловиділяючих елементів енергетичних реакторів) [3-5].

Корозійна стійкість ніобію в кислотах та інших агресивних середовищах, висока теплопровідність і пластичність обумовлює його цінність як конструкційного матеріалу в хімічному та металургійному машинобудуванні (конденсатори, підігрівачі, мішалки і т.п.) [6].

Карбід ніобію використовується для виробництва спечених твердих сплавів для виготовлення ріжучих інструментів. Деякі сполуки ніобію (солі, оксиди) використовують в органічному синтезі як каталізатори, а також у виробництві спеціального скла [7].

Світовий ринок ніобієвих продуктів є виключно монополізованим з абсолютним домінуванням бразильської компанії *Companhia Brasileira de Metalurgia e Mineração (CBMM)*. Розробка найбільшого в світі родо-

вища ніобію *Араша* з високоякісними та технологічними пірохлоровими рудами, налагоджене виробництво дозволяє *СВММ* утримувати монопольну позицію [8].

За період 2000-2017 р.р. світове виробництво ніобію в концентратах зросло більш ніж в три рази та досягло майже 69,0 тис. т (в перерахунку на 100 % Nb). Домінує у виробництві ніобієвих концентратів Бразилія (до 94 % від світового виробництва) та Канада – 5,5 % [8]. У Бразилії видобування ніобію здійснюється з руд родовища *Араша* та *Каталао-1*.

Родовище *Араша* розробляється компанією *Companhia Brasileira de Metallurgia e Mineracao (СВММ)* [9]. На базі родовища створено гірничо-металургійний комплекс у складі кар'єра, збагачувальної фабрики та заводів, які переробляють пірохлорові концентрати на фероніобій стандартного сорту та інші ніобієві продукти.

Родовище *Каталао-1* розробляється компанією *Mineracao Catalao de Goias S.A.* Виробництво ніобію в концентратах складає 6000 т (100 % Nb), який повністю переробляється на фероніобій [10].

У Канаді видобування ніобію здійснюється компанією *Niobec Inc.* на родовищі *Niobec*. Переробляється на фероніобій близько 5900 т руди на рік [11].

Сумарна потужність ніобієвих гірничо-збагачувальних підприємств в зарубіжних країнах оцінювалася станом на 2017 р. в 250 тис. т концентрату. Кінцева ніобієва продукція випускається в основному у вигляді фероніобію, в меншій мірі – пентоксиду, чистого металу, різних сплавів і сполук [12].

Світове виробництво фероніобію досягло піку у 2014 році – 105 тис. т. Найбільший виробник фероніобію стандартного сорту – Бразилія (88 тис. т у 2017 р., або 90-92 %). З 1995 року розпочато виробництво фероніобію в Канаді (9,2 тис. т у 2017 р., або 7-9 %). На інші країни припадає до 450 т фероніобію на рік, або менше 1 % [8]. У США фероніобій, інші ніобієві сплави і сполуки виробляються шістьма компаніями на семи заводах, в Японії – на одному заводі. Заводи з виробництва фероніобію є в країнах Західної Європи: ФРН, Великобританії, Бельгії та інших [4]. Експорт фероніобію в основному здійснюється із Бразилії – до 86,6 тис. т у 2017 році, та Канади – 10,7 тис.т у 2017 році. Імпортують фероніобій такі країни як США, Японія, Німеччина, Китай, Італія, Південна Корея, Бельгія, Франція, Росія, та інші [13, 14].

Ціна фероніобію на світових ринках досягла максимуму у 2012 році (26,5 дол. США за 1 кг), та дещо знизилася у 2017 році – 19,6 дол./кг.



Основні виробники пентоксиду ніобію – Бразилія (2400 т/рік), США (900 т/рік), ФРН та Японія. Потужність заводів по випуску пентоксиду ніобію у світі сумарно визначається в 4000 т (42, 47) [3].

Металічний ніобій виробляють в США (до 100 т), Японії (50 т), Німеччині (50 т), в Бразилії (100 т).

Споживання ніобію в промислово розвинутих країнах постійно зростає. Структура споживання ніобію за кордоном в останні роки суттєво не змінюється. У США споживання ніобію у 2018 р. складало більше 6000 т (в перерахунку на  $Nb_2O_5$ ), в тому числі у вуглецевій сталі – 32 %, високоміцних низьколегованих – 16 %, нержавіючих та жаростійких – 13 %, легованих – 11 %; у виробництві суперсплавів було спожито 27 % ніобію, в інших галузях – 1 % [4].

В Японії споживання ніобію (в перерахунку на  $Nb_2O_5$ ) в 2017 р. досягло 4800 т, в тому числі у вигляді фероніобію – 4350 т, в сплавах і сполуках – 410 т, в металі – близько 29 т Nb. Структура споживання в Японії відрізняється більш високим питомим споживанням ніобію в сталях (більше 90 %) та незначним його використанням в спеціальних сплавах (2 %); в інших галузях споживається близько 8 % ніобію [8].

У більшості країн Західної Європи споживання ніобію збереглося на достатньо високому рівні завдяки зростанню його застосування в трубній сталі. Близько 93 % ніобію в Західній Європі використовується у виробництві сталі [8].

В Україні виробництво пентоксиду ніобію та хімічних сполук ніобію і танталу, а також порошків цих металів було організовано на Донецькому ХМЗ з лопаритових концентратів Ловозерського родовища (Росія) ще в 50-х роках ХХ ст. Пізніше завод став виробляти ніобій-алюмінієві лігатури методом позапічної алюмотермічної плавки, та ніобій у зливках методом електронно-променевого переплаву. Виробничі потужності останнього виробництва – 30 т злиwkів на рік, – існували до ліквідації заводу у 1999 році [3].

Ніобій і тантал належать до групи рідкісних металів. Середній вміст ніобію у земній корі складає  $2 \cdot 10^{-3}$  мас.%, танталу –  $2,5 \cdot 10^{-4}$  мас.%. Мінерали ніобію практично завжди містять тантал, а також можуть містити лужні, лужноземельні та рідкісноземельні метали (РЗМ), залізо і марганець, титан, цирконій, вольфрам, олово, барій, уран, торій, стибій та бісмут [1].

Існує велика група мінералів тантало-ніобатів, які являють собою природні комплексні сполуки танталу та ніобію. Узагальнена формула цих мінералів:  $A_n B_m X_p$ , де:

$A$  – катіони великого розміру ( $Ca^{2+}$ , РЗМ,  $U^{4+}$ ,  $Th^{4+}$ ,  $Na^+$ , іноді  $Pb^{2+}$ ,  $Sb^{2+}$ ,  $Bi^{3+}$ ) та середнього розміру ( $Fe^{2+}$ ,  $Mn^{2+}$ ,  $Mg^{2+}$ );

$B - \text{Nb}^{5+}, \text{Ta}^{5+}$ , які заміщаються  $\text{Ti}^{4+}, \text{Sn}^{4+}, \text{Fe}^{3+}$ ;

$X -$  аніони:  $\text{O}^{2-}, \text{OH}^-, \text{F}^-$ .

Із 130 відомих мінералів ніобію (танталу) промислове значення мають тільки шість:

- колумбіт  $(\text{Fe}, \text{Mn})(\text{Nb}, \text{Ta})_2\text{O}_6 - 50-67 \% \text{Nb}_2\text{O}_5$ ,
- пірохлор  $(\text{Ca}, \text{Na})_2(\text{Nb}, \text{Ta}, \text{Ti})_2\text{O}_5(\text{OH}, \text{F}) - 40-70 \% \text{Nb}_2\text{O}_5$ ,
- мікроліт  $(\text{Na}, \text{Ca})_2\text{Ta}_2\text{O}_6(\text{O}, \text{OH}, \text{F}) - 60,8-80,6 \% \text{Nb}_2\text{O}_5$ ,
- лопарит  $(\text{Na}, \text{Ce}, \text{Ca})(\text{Ti}, \text{Nb}, \text{Ta})\text{O}_3 - 7-20 \% \text{Nb}_2\text{O}_5$ ,
- фергусоніт  $\text{Y}(\text{Nb}, \text{Ta})\text{O}_4 - 38-58 \% \text{Nb}_2\text{O}_5$ ,
- евксеніт  $(\text{Y}, \text{Ce}, \text{U})(\text{Nb}, \text{Ta}, \text{Ti})_2 - 21-34 \% \text{Nb}_2\text{O}_5$ .

Ніобієві руди, які мають промислове значення, повинні містити більше 0,15-0,20 %  $\text{Nb}_2\text{O}_5$ . Найбільш багаті руди містять до 1-2,5 %  $\text{Nb}_2\text{O}_5$ . Основними промисловими типами родовищ ніобієвих руд є [3]:

- пірохлорові карбонатити, що містять 0,2-2,5 %  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  (Бразилія, Канада);
- лопаритові луяврити (Росія);
- колумбіт-пірохлорові граніти та граносієніти, що містять більше 0,2 %  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  (Нігерія);
- пірохлорові альбітити, що містять 0,1-0,2 %  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  (Канада, Конго).

Власне ніобієві руди мають співвідношення  $\text{Nb}_2\text{O}_5:\text{Ta}_2\text{O}_5$  більше 20:1. У тантал-ніобієвих рудах співвідношення  $\text{Nb}_2\text{O}_5:\text{Ta}_2\text{O}_5$  може змінюватися у межах від 3:1 до 20:1 [1].

Понад 99 % ніобію отримують з пірохлорових та колумбіт-танталових концентратів, а також з відходів (шламів) виробництва олова. Вміст  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  у пірохлорових концентратах складає в середньому 40-60 %, а  $\text{Ta}_2\text{O}_5$  звичайно менше 0,5 %; у колумбітових концентратах 65 %  $(\text{Nb}, \text{Ta})_2\text{O}_5$  при співвідношенні  $\text{Nb}:\text{Ta} = (8-10):1$ . В олов'яних шламах міститься 2-10 %  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  [4].

Кондиційні пірохлор-апатитові концентрати (Росія) містять: 41,1 %  $\text{Nb}_2\text{O}_5$ , 1,5 %  $\text{P}_2\text{O}_5$ , 5,0 %  $\text{SiO}_2$ , 15,8 %  $\text{CaO}$ , 1,3 %  $\text{FeO}$ ; та напівпродукти, що містять: 15,5 %  $\text{Nb}_2\text{O}_5$ , 14,9 %  $\text{P}_2\text{O}_5$ , 8,0 %  $\text{SiO}_2$ , 26,2 %  $\text{CaO}$ , 25,4 %  $\text{FeO}$ . Для дефосфорації таких концентратів використовують різні методи. Наприклад, метод магнітної сепарації, який дозволяє отримати концентрати з вмістом 0,7-0,9 % фосфору [16].

Канадські пірохлорові концентрати містять: 57,0 %  $\text{Nb}_2\text{O}_5$ ; 0,29%  $\text{Ta}_2\text{O}_5$ ; 2,82 %  $\text{SiO}_2$ ; 12,7 %  $\text{CaO}$ ; 6,29 %  $\text{FeO}$ ; 1,74 %  $\text{SrO}$ ; 3,27 %  $\text{TiO}_2$ ; 0,72 %  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ; 5,01 %  $\text{Na}_2\text{O}$ ; до 1,0 %  $\text{ZrO}_2$ ; 0,85 %  $\text{ThO}_2$ ; 2,67 %  $\text{F}$ .

Бразильські концентрати містять 58-60 %  $\text{Nb}_2\text{O}_5$ . Особливість бразильського пірохлору – вміст у ньому оксиду барію замість  $\text{CaO}$  та  $\text{Na}_2\text{O}$  [17].

Лопаритові концентрати (Росія) містять: 8,5-9,0 %  $(\text{Nb,Ta})_2\text{O}_5$  (при співвідношенні Nb:Ta = 15-17); 34,0-36,5 %  $\text{TiO}_2$ ; 28-31 %  $(\text{La,Ce...})_2\text{O}_3$ ; 6-8 % CaO; 7-8 %  $\text{Na}_2\text{O}$ ; в незначних кількостях оксиди K, Sr, Al, Fe, а також 0,2-0,7 %  $\text{ThO}_2$  [18].

Танталіт-колумбітові концентрати (Канада, Бразилія), містять: 41,0-44,0 %  $\text{Ta}_2\text{O}_5$ ; 23,4-16,1 %  $\text{Nb}_2\text{O}_5$ ; 3,0-6,5 %  $\text{TiO}_2$ ; 2,0-6,5 %  $\text{SiO}_2$ ; 6,1-11,0 % FeO; 5,3-7,3 % MnO; 3,3-4,4 %  $\text{SnO}_2$ ; 2,2-3,7 %  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ; до 0,2 %  $\text{WO}_3$  [17].

Мінерально-сировинна база ніобію за видом кінцевої продукції, яку отримують із відповідних типів родовищ, включає:

- ніобієві пірохлорові родовища, пов'язані з карбонатитовими комплексами, що мають найбільші запаси та найвищу якість руди (пірохлорові концентрати використовуються для виробництва фероніобію, на частку якого припадає 85-90 % в структурі світового споживання);

- родовища інших типів, головним чином ніобій-танталові (можуть використовуватися для отримання пентоксиду ніобію, металевого ніобію та його сплавів).

Провідний промисловий тип ніобієвих родовищ – карбонатити, на які припадає 92 % підтверджених запасів та 99 % видобування ніобію. Більшість мінералів ніобію є складними оксидами. Головний промисловий мінерал карбонатитів – пірохлор, різноманітний за своїм складом. З інших ніобієвих мінералів відомі колумбіт, луешит; ніобійвмісних – диганаліт, ніоборутил, Nb-перовськіт. Промислове значення в карбонатитах та їх корі вивітрювання можуть мати рідкісноземельні мінерали (монацит, паризит, бастнезит), оксиди титану (анатаз, рутил), апатит, магнетит, вермікуліт та інші [4].

На інші типи ніобієвих родовищ – лужні кварц-мікроклін-альбітові метасоматити, пегматити та розсипи – припадає близько 8 % підтверджених запасів, і близько 1 % видобутку ніобію. Вміст  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  в них значно нижчий, і складає звичайно перші десятки відсотка. Ніобієва мінералізація в таких родовищах представлена групою колумбіт-танталіту.

Провідна роль в мінерально-сировинній базі ніобію належить Бразилії (73,9 %), Канаді (8,8 %) та Габону (7,6 %). На інші країни припадає менше 10 % підтверджених запасів.

У Бразилії знаходиться ніобієве (пірохлорове) родовище *Араша* (штат Мінас-Жерайс) – найбільше в світі за підтвердженими запасами та якістю руди серед родовищ, що експлуатуються<sup>1</sup>. Площа його близько 15 км<sup>2</sup>. Вмісні породи – докембрійські кварцити та сланці. Карбона-

<sup>1</sup>Родовище Сейс-Лагос має запаси 80 млн.т ніобію. Але станом на початок XXI ст. не розробляється.  
[https://web.archive.org/web/20071014005322/http://www.mineral.ru/infoblocks/misc/greatest\\_dep.htm](https://web.archive.org/web/20071014005322/http://www.mineral.ru/infoblocks/misc/greatest_dep.htm)

тити перекриті латеритною корою вивітрювання товщиною 100 м. Найбільш багаті ніобієм руди (2,5 % Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, на окремих ділянках – до 5 %) пов'язані з площевою корою вивітрювання. Запаси ніобію підраховані лише в пухких рудах (26,5 млн.т Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> [19].

У корінних породах, пробурених одиничними свердловинами, ніобієва мінералізація (1,0-1,6 % Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub>) простежується на глибину 800 м. Інше карбонатитове родовище, що розробляється на ніобій, – **Каталао-1** (штат Гояс) дещо поступається родовищу **Араша** за величиною запасів та обсягами видобутку ніобію 1,3 млн. т руди на рік з середнім вмістом 1,24 % Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> [20].

У Канаді основні запаси ніобію зосереджені в корінних карбонатитових родовищах, з яких найбільшим є Сент-Оноре (провінція Квебек) [4].

У Китаї загальні запаси ніобію оцінюються в 0,54 млн. т Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub>. Найбільш значні запаси (30 %) зосереджені в залізо-ніобій-рідкісноземельних рудах карбонатитового родовища **Баюнь-Обо** [21].

Ніобієва сировина з вмістом 0,24 % Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> в Росії видобувається на Ловозерському родовищі в Мурманській обл. (до 9,0 тис. т лопаритового концентрату на рік). З цього концентрату на Солікамському магнієвому заводі виробляється до 630 т/рік ніобієвих продуктів [22].

На Ключовському феросплавному заводі періодично виробляється до 150 т/рік фероніобію [23].

До 1994 року здійснювалося також видобування пірохлору на Вишневогірському родовищі (Челябінська обл.). Загальні запаси ніобію в Росії враховані держбалансом по 22 розвіданих родовищах. Близько 60 % запасів приурочено до комплексних ніобій-танталових родовищ, інші 40 % пов'язані з родовищами пірохлорових руд. Найбільш перспективними з них вважають Білозимінське та Великотагнінське (Іркутська обл.), Томторське (Республіка Саха), Катугінське (Челябінська обл.) [4].

Значні ресурси ніобію виявлені також в Австралії (в корі вивітрювання карбонатитів родовища **Маунт-Уелд** – 2,5 млн. т Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> при вмісті в руді 0,9 % Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub>), в Саудівській Аравії, в Данії (на острові Гренландія) та інших країнах [24-26].

Світові прогностні ресурси ніобію оцінюються в 120 млн т (в перерахунку на Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub>)<sup>2</sup>. Приблизно 96 % прогностичних ресурсів пов'язано з карбонатитами і корамаи їх вивітрювання, інші – з лужними гранітами, лужними сієнітами, нефеліновими сієнітами, пегматитами і розсипами.

---

<sup>2</sup> Мала гірнича енциклопедія : у 3 т. / за ред. В. С. Білецького. — Д. : Східний видавничий дім, 2004—2013.

Перше місце за величиною прогнозних ресурсів займає Південна Америка, де в надрах сконцентровано бл. 80 % ресурсів світу, друге – Африка, третє – Австралія. За останні 3–4 роки виявлені значні ресурси в Азії (Індія, Саудівська Аравія, Північна Корея і ін.) – понад 2 млн т, в Гренландії та США – до 1 млн т, Африці (Танзанія, Уганда і ін.) – близько 1 млн т. Серед країн світу перше місце за прогнозними ресурсами ніобію займає Бразилія, друге – Росія.

Світові загальні запаси пентоксиду ніобію на 01.01.1998 р. становили близько 18,0 млн т. Одне з найбільших у світі ніобієвих родовищ – *Сейс-Лазос* (Бразилія). Але воно розташоване на території національного парку "*Morro dos Seis Lagos Biological Reserve*" і не буде розроблятися в найближчі десятиріччя.

Стратегічні запаси ніобію США в середині 1990-х років становили сумарно 876 т (в перерахунку на метал), у тому числі 20 т чистого металу, 163 т – у фероніобію, 313 т – в пірохлоровому концентраті і близько 380 т – в некондиційних концентратах

У Бразилії, яка є провідним продуцентом ніобію у світі (88 % виробництва концентратів), родовища знаходяться в основному у відомих гірничорудних районах штатів Мінас-Жерайс і Гояс. Руди локалізовані в латеритних корах вивітрювання карбонатитів і не вимагають інтенсивного дроблення. Потужності рудоносних кір досягають 200 м, покривів – від 0,5 м до 40 м. Середній вміст  $Nb_2O_5$  в рудах - 2,5 %. Розробка ведеться відкритим способом.

У Канаді – другому виробникові ніобієвих концентратів у світі (бл. 11 % в перерахунку на метал), руди нижчої якості. Середній вміст пентоксиду ніобію в рудах, що розробляються, 0,6-0,7 %. Корінні руди дрібнозернисті і для виділення корисних компонентів вимагають дроблення до тонких фракцій. Негативною якістю канадських руд є їх підвищена радіоактивність (у пірохлорі міститься до 10 %  $U_3O_8$ ).

У Китаї і Індії розробляють в основному пегматитові родовища з невисоким вмістом пентоксиду ніобію в рудах, однак рудні мінерали в них візуально помітні, що дає можливість вести селективне збагачення з рудорозбіркою.

Родовища ніобію Малайзії – розсипні, відпрацьовуються значною мірою старательським способом.

У Росії відпрацьовується тільки Ловозерське родовище з комплексними рудами (рудники і збагачувальні фабрики Карнасурт і Умбозеро). Ресурси ніобію складають близько 45 млн. т  $Nb_2O_5$ . У карбонатитових родовищах враховано 96 % сумарних ресурсів, в родовищах лужних метасоматитів – 2,5 %, лужних сієнітів – 1,3 %, в розсипах – 0,5 %, в пегматитах та інших типах родовищ – 0,2 % [4]. Крім лопаритового концентрату

нтрату, на збагачувальних фабриках отримують нефелін-польовошпатовий і егіриновий концентрати. Кінцевими продуктами переробки є чисті метали і технічні пентоксиду ніобію, танталу, індивідуальні оксиди і сполуки рідкісноземельних металів церієвої групи.

Джерела імпорту (2014-17)<sup>3</sup>: ніобієві руди та концентрат: Бразилія, 35%; Руанда, 31%; Австралія, 15%; Конго (Кіншаса), 8%; інші, 11%. Оксид ніобію: Бразилія, 44%; Росія, 30%; Таїланд, 9%; Естонія, 7%; та інші, 10%. Фероніобій та ніобій металевий: Бразилія, 76%; Канада, 21%; Німеччина, 2%; інші, 1%. Всього імпорту: Бразилія, 72%; Канада, 18%; Росія, 3%; Німеччина, 2%; інші, 5%. Імпорту матеріалу ніобію до США 99 % (від маси брутто) була у вигляді фероніобію, металу і оксиду ніобію.

В Україні ніобієві руди виявлені і попередньо оцінені в Новополтавському комплексному фосфор-рідкіснометалічному родовищі. В його межах виявлена лінійна зона карбонатитів міаскіт-фенітової формації протяжністю 0,8-1,0 км при ширині 100-150 м з ніобієвим зруденінням (середній вміст Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> 0,13-0,18 %). Рудою є карбонатити, що утворюють дайко- й штокоподібні тіла серед фенітів, нефелінових сієнітів та йоліт-мельтейгітів потужністю від кількох десятків метрів до 100 м. Рідкіснометалічна мінералізація в незначній кількості розвинута у всіх породах карбонатитового комплексу [27, 28].

Виділяється кілька асоціацій рудних мінералів: гатчетолітова з баделеїтом у кальцитових карбонатитах, монацит-церит-фергусонітова в кальцитових і доломіт-кальцитових карбонатитах, пірохлор-колумбітова із цирконом в карбонатизованих фенітах, пірохлор-цирконова в силікатних лужних породах. Ніобій концентрується переважно в U-пірохлорі та колумбіті. Новополтавське родовище, перекрите 100-метровим чохлам осадових порід та розташоване в зоні активного чорноземного землеробства.

Вміст у карбонатитах пентоксиду ніобію – 0,06-0,30 %, пентоксиду танталу – 0,002-0,003 %, суми рідкісних земель – 0,17-4,60 % [29].

У Приазов'ї (Донецька обл.) знаходиться Жовтневий лужний масив, в якому у межах Мазурівської ділянки виявлені пірохлорові руди з середнім вмістом Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> 0,13 %, приурочені до нефелін-польовошпатових сієнітів (маріуполітів) [30]. Рудна формація рідкіснометаліч-

---

<sup>3</sup> Mineral commodity summaries 2019. — U.S. Department of the Interior, U.S. Geological Survey. — Reston, Virginia, 2019. — ISBN 978-1-4113-4283-5. — DOI:10.3133/70202434. [http://prd-wret.s3-us-west-2.amazonaws.com/assets/palladium/production/atoms/files/mcs2019\\_all.pdf](http://prd-wret.s3-us-west-2.amazonaws.com/assets/palladium/production/atoms/files/mcs2019_all.pdf)

на, в нефелінових сієнітах представлена, крім Мазурівського родовища, також рудопроявами Жовтневого та Малотерсянського лужних масивів. Мазурівське комплексне родовище руд рідкісних металів генетично пов'язане із маріуполітами, альбітитами, альбітизованими сієніт-пегматитами, що утворюють плито- й жилоподібні тіла, об'єднані в рудні поклади потужністю від 1 до 79 м в нефелінових сієнітах. Руди належать до промислового типу комплексних пірохлор-цирконових руд. Рудні мінерали-концентратори: пірохлор, циркон, присутні ферсманіт, ільменорутит, колумбіт. Максимальні концентрації рудних мінералів спостерігаються в маріуполітах, де вміст пентоксидів ніобію становить 0,013 – 1,28 %, танталу – 0,0006-0,138 %, цирконію – 0,01-3,77 % [31].

Рідкіснометалічна формація в лужних гранітах й метасоматитах представлена рудопроявами Пержанської зони з розсіяною мінералізацією фенакіту, колумбіту, каситериту, танталіту, іноді в значних концентраціях [32].

Граніти є джерелом накопичення мінералів рідкісних металів в розсипах кори вивітрювання.

Тантал-ніобієве зруденіння в рідкіснометалічних пегматитах представлено рудопроявами в різних частинах Українського Щита (УЩ). В північно-західній – групою рудопроявів Кочерівської зони (*Панірнянський, Рудня* та інші), рудопроявами *Комендантівського* рудного поля в північно-західній частині Середнього Придніпров'я, родовищем “*Крута Балка*” та численними рудопроявами в Західному Приазов'ї (*Кримська Балка, Олексіївський* та інші). Рідкіснометалічне зруденіння пов'язане із заміщеними пегматитами мікроклін-альбітового, альбітового та альбіт-сподуменового складу. Пегматитові тіла в більшості безкореневі, лінзовидні, плитовидні, іноді грибоподібні. По розрізу вмісної товщі вони розміщені пошарово, утворюючи «шаруватий піріг». Великі пегматитові тіла мають зональну будову, вмісти пентоксидів ніобію й танталу в зв'язку з цим досить суттєво коливаються. Найбільший вміст танталу і ніобію у кварц-мусковіт-альбітових зонах: ніобію від 20-40 до 300-400 г/т, танталу – від 30-70 до 500-700 г/т [33-34].

Видобування тантал-ніобієвої сировини в Україні не ведеться. Запаси, що знаходяться на Держбалансі у розсипних цирконій-титанових родовищах, списуються по мірі відпрацювання запасів основних корисних компонентів.

## **1.2. Стан і тенденції переробки ніобійвмісної сировини**

Для збагачення руд, що містять ніобій і тантал, застосовуються в основному складні технологічні схеми переробки, які включають мето-

ди гравітації, флотації, магнітної та електричної сепарації, хімічної доводки концентратів [35-39]. Руди більшості промислових родовищ цих металів важко збагачуються, що зумовлено низьким вмістом металів у вихідній руді; тонкою вкрапленістю рудотвірних мінералів; гіпергенними змінами мінералів, що нівелюють відмінності в їх фізичних властивостях [40-47].

Гравітація є основним методом збагачення тантало-ніобієвих руд. Первинний (чорновий) гравітаційний концентрат піддають доводці до кондиційного флотогравітацією, флотацією, магнітною, електромагнітною та електростатичною сепарацією, іноді в поєднанні з різними хімічними способами.

Тантало-ніобієві руди складаються, зазвичай, з легких мінералів густиною менше  $3,0 \text{ г/см}^3$  (кварц, польовий шпат, нефелін, кварцит і т.п.) та важких мінералів густиною більше  $4,0 \text{ г/см}^3$  (тантало-ніобати, пірохлор, циркон, ільменіт, каситерит і інші) [48]. Значна відмінність в густині мінералів та пустої породи дозволяє ефективно застосувати для первинного збагачення крупновкраплених руд відсаджувальні машини, концентраційні столи та гвинтові сепаратори. Іноді успішно застосовують пневматичне збагачення [49].

Переваги гвинтових сепараторів у порівнянні з відсаджувальними машинами при збагаченні колумбіт-каситеритових пісків деяких родовищ були встановлені в дослідженнях Іргіридмету (*Иргиредмет*), м. Іркутськ [50].

Гвинтові сепаратори застосовуються для збагачення пегматитової руди родовища *Гардінг* (штат Нова Мексика, США) з вмістом 0,4 % мікроліту, 0,03 % танталіту, 5 % сподумену, 1 % лепідоліту, 2 % амблігоніту, 0,5 % мусковіту та 85 % кварцу. При подрібненні сподумен утворює частинки плоскої та голчатої форми, які сильно утруднюють виділення мікроліту на концентраційних столах. Тому на фабриці встановили гвинтові сепаратори, в яких сподумен не заважає виділенню танталу.

Гвинтові сепаратори також встановлені для збагачення мікролітової руди на фабриці *Браун Дербі* (штат Колорадо, США). Вони дозволяють при збагаченні руд цього типу отримати більш багаті концентрати безпосередньо з руди [51].

У Росії сировиною для виробництва ніобієвої і танталової продукції є головним чином лопаритовий концентрат, який отримують на *Ловозерському ГЗК*. В рудах Ловозерського родовища основним цінним мінералом є лопарит, вміст якого у руді близько 2,5 %. В лопариті міститься більше 8,5 % пентоксиду ніобію і близько 0,65 % пентоксиду танталу (0,3 і 0,024 % в руді). Супутніми лопариту мінералами є егірин, а також нефелін та польовий шпат, вміст яких складає, відповідно 10-20



та 60-70 %. Основним методом збагачення лопариту є гравітаційний, що базується на різній густині лопариту та нефеліну, польового шпату і кварцу. Вихідну руду на збагачувальній фабриці після двостадійного дроблення і тристадійного подрібнювання направляють на гідравлічну класифікацію, і далі на збагачення на гвинтових сепараторах з отриманням чорнового концентрату (30-40 % лопариту). Чорновий концентрат виділяють на концентраційних столах із стадійним доподрібненням хвостів доводки. Крім того, технологічна схема фабрики включає в себе так звану «шламову гілку» [52].

Тантал-ніобієві лужні рідкіснометалічні квальміти представлені корінними рудами, корою вивітрювання та розсипами. Збагачення проводять за простими схемами, що включають дезінтеграцію та класифікацію вихідного матеріалу з виділенням у відходи крупних класів мулової фракції, яка не збагачується. Гравітаційному збагаченню на гвинтових сепараторах та концентраційних столах, зазвичай, піддають продуктивну зернисту частину (16,0-0,1 мм) з використанням шлюзів (уловлювання колумбіту, крупнішого за 4 мм, який втрачається на гвинтових сепараторах). Зокрема, така схема застосована на «колумбітоносних гранітах» (лужних квальмітах) плато *Джонс* у Північній Нігерії, де колумбіт видобувають супутньо з каситеритом. Колумбіт максимальною крупністю 0,6 мм та густиною 5,5 г/см<sup>3</sup> разом з каситеритом та цирконом вилучається за гравітаційною схемою, що включає видалення до відвалу матеріалу крупніше 2,5 мм, видалення мулу та класифікацію матеріалу, дрібнішого 2,5 мм за крупністю 0,3 мм. Основна маса колумбіту концентрується в дрібнодисперсному класі, з якого вилучається на концентраційних столах у чорновий концентрат [53].

Мікроліт-танталіт-колумбітові рідкісноземельні граніти (квальміти) містять найбільш важкі танталоніобати (танталіт, мікроліт, стрюверит, колумбіт) та збагачуються за традиційними стадіальними гравітаційними схемами із доподрібненням промпродукту, та окремим збагаченням за класами крупності. Початкова крупність збагачення перевищує максимальний розмір цінних мінералів у 2-3 рази. При наявності у руді більш легких цінних мінералів (сподумен, берил, слюди та ін.) гравітаційні схеми доповнюються флотацією шламів та дрібнозернистих класів руди (-0,2 мм). З крупновкраплених колумбіт-танталітових руд вилучення колумбіту у концентрат складає 70-80 %.

На *Татарському* родовищі (Красноярський край, РФ) виділено ділянку для першочергового відпрацювання з легкозбагачуваними зернистими рудами кори вивітрювання карбонатитів. Для збагачення руди з вмістом 0,6 % пентоксиду ніобію розроблена гравітаційно-флотаційна

технологія, що забезпечує випуск пірохлорового концентрату, придатного для виробництва фероніобію [54].

Гравітаційні методи збагачення бідних тонковкраплених пірохлорових руд не забезпечують достатньо високого вилучення металів у чорнові концентрати; якість концентратів залишається низькою, а втрати металу досить значними. Основними причинами втрат з хвостами гравітаційного збагачення є схильність мінералів до переподрібнення. Втрати танталу і ніобію за рахунок тонких класів досягають 30 % і більше [55]. Деякі руди за своїми структурними особливостями зовсім не можуть збагачуватися гравітацією.

Суттєво підвищити вилучення танталу і ніобію можна було б при застосуванні флотації ніобієвих мінералів з тонких класів і хвостів гравітаційного збагачення. Але незважаючи на численні дослідження, проведені в цій галузі, промислове використання флотації ніобієвих і танталових руд на сьогодні є досить обмеженим.

Ускладнення в застосуванні флотації викликані підвищеною кількістю гідрооксидів заліза та глинистих мінералів. Незважаючи на це показники флотаційного збагачення і в цьому випадку є кращими, ніж при гравітаційному збагаченні. Так, руди родовища *Арауа* (Бразилія), представлені токовкрапленим баріопірохлором (пандаїт), збагачуються за схемою, яка передбачає: послідовне дроблення руди; подрібнення у кульовому млині в замкненому циклі з гідроциклоном до крупності менше 0,1 мм; магнітну сепарацію з низькою інтенсивністю магнітного поля для видалення магнетиту; тристадійну класифікацію послідовно у трьох батареях гідроциклонів, та роздільну флотацію крупно- і дрібнозернистих пісків гідроциклонів.

Пірохлоровий флотаційний концентрат, що містить фосфор, сірку та свинець, фільтрують, змішують з негашеним вапном та хлоридом кальцію, обпалюють при температурі 800 °С, охолоджують та вилугують 5 %-ою соляною кислотою при співвідношенні Т:Р близько 1:1. В результаті одержують пірохлоровий концентрат з вмістом пентоксиду ніобію понад 60 % при вилученні ніобію 70-80 % [56].

Відомо, що на фабриці *Ока* в Канаді (провінція Квебек), яка переробляла карбонатні пірохлорвмісні руди, проводилася флотація пірохлору з хвостів переочищувальних столів. Метод флотації запатентовано (містить ноу-гау) і відомості про нього в літературі відсутні. Флотаційний концентрат містить більше 50 % пентоксиду ніобію [57].

Для особливо тонкодисперсних рідкісноземельних та рідкісно-металічних руд (мулів перевідкладеної кори вивітрювання родовища «*Томтор*», Росія) *Гуредметом* розроблена технологія флотаційного збагачення з вилученням 45 % ніобію у пірохлоровий концентрат, що

містить 30 % пентоксиду ніобію. Для того ж виду сировини ще більш високе вилучення забезпечує розроблена у ВІМС (**ВИМС**) схема збагачення, що включає послідовне механо-хімічне диспергування, селективну флокуляцію та флотацію флокул цінних мінералів [58].

Крім того, для руд цього родовища *Гуредметом, ВРРМС, ИХи-ХМПСО РАН* запропоновано комплекс методів гідрометалургійної переробки, що забезпечують отримання як пірохлорового, так і рідкісноземельного продукту, який містить лантаніди, скандій, ітрій. Отриманий після флотації пірохлоровий концентрат буде знефосфорюватися та направлятися на **Ключовський** феросплавний завод для виробництва фероніобію. Камерний продукт флотаційного збагачення та тонкодисперсні незбагачені шлами можуть перероблятися на одному з глиноземних заводів по існуючій технології лужного розкриття з отриманням ніобій-рідкісноземельного кеку та розчину, що містить алюміній і фосфор. Кек, близький за хімічним складом до лопаритового концентрату, планується переробляти хлорним методом на **Солікамському магнієвому заводі**. Кінцеві продукти переробки – пентоксиду ніобію та сплав хлоридів РЗМ [58].

Для **Великотажнінського** родовища в Іркутській області (РФ) розроблена технологічна схема, що забезпечує наскрізне вилучення 70-75 % ніобію з руд, в яких вміст пентоксиду ніобію – близько 1 %. Технологія збагачення полягає у погрудковій радіометричній сепарації, флотаційному вилученню пірохлора, та його хімічній доводці. Можливе побіжне апатитового і високоякісного мікроклінового концентратів [58].

**Вишньовогірське рудоуправління** розробляє родовище, руди якого характеризуються дуже низьким вмістом пентоксиду ніобію (близько 0,1 %). При переробці руди на збагачувальній фабриці у циклі первинного збагачення застосовувалися гравітаційні методи збагачення (гвинтові сепаратори, концентрація на столах), для доводки чорного концентрату застосовувалось поєднання гравітаційних методів з магнітною та електричною сепарацією. В результаті отримували пірохлоровий концентрат з вмістом оксиду ніобію близько 40 % [58].

Доведення чорнових рідкіснометалічних концентратів до кондицій здійснюється поєднанням різних видів механічного збагачення, а також гідрометалургійних та біохімічних процесів вилуговування [59-61]. Для забезпечення оптимальних умов роботи обладнання при доведенні чорнових концентратів навіть крупновкраплені руди подрібнюють до крупності менше 2÷3 мм, а частіше менше 1,0÷0,5 мм. При цьому мінімальне переподрібнення цінних мінералів досягають застосуванням спеціального дробильно-подрібнювального обладнання та схем з виведенням готового матеріалу по мірі його утворення. Легкі породотвірні мінерали, що

забруднюють концентрати, відокремлюють гравітаційними методами [62].

Флотацією матеріалу крупністю менше 0,3 мм та флотогравітацією більш крупного матеріалу виділяються сульфідні мінерали, фосфати, берил, слюди та інші алюмосилікати, інколи тантало-ніобати, циркон. Хімічна обробка, яка включає традиційне вилуговування, електрохімію, біотехнологію, випалювання, як і ультразвукова обробка, – використовуються для очищення поверхні мінералів перед збагаченням, спрямованої зміни їх технологічних властивостей та видалення залишкових домішок (фосфору, арсену, урану та ін.). Вилучення цінних компонентів в процесі доводки залежить від речовинного складу руд і, відповідно, чорнових концентратів. У першу чергу на вилучення впливають вкрапленість та мінеральна форма тантал-ніобатів [63].

Пірохлорові руди в корінних карбонатитах збагачують за кількома технологічними схемами у залежності від вкрапленості пірохлору. Крупновкраплені руди збагачуються за гравітаційними схемами, середньовкраплені піддають первинному збагаченню за комбінованою гравітаційно-флотаційною схемою, а тонковкраплені – за флотаційною схемою.

Пірохлорові руди у корах вивітрювання карбонатитів збагачуються за технологіями, що принципово не відрізняються від технологій збагачення корінних руд. Схеми є дуже різноманітними, тому що розмір вкрапель пірохлору у рудах змінюється від кількох міліметрів до кількох мікрон. Для дрібновкраплених руд з врахуванням густини пірохлору більш ефективними є флотаційні або комбіновані гравітаційно-флотаційні схеми.

Лопаритові руди нефелінових сієнітів збагачуються за класичними стадіальними гравітаційними схемами (для вилучення найбільш крупного лопариту) з подальшою флотацією шламів. *Механобром* розроблена альтернативна технологія вилучення лопариту із шламів шляхом високоінтенсивної магнітної сепарації [64].

Головну роль при доведенні чорнових концентратів відіграють магнітна та електрична сепарації. Треба відзначити, що магнітні та електричні властивості конкретних тантал-ніобатів є дуже нестабільними, їх величини часто відрізняються на порядок та більше. Пояснюється це непостійністю складу рудних мінералів як за вмістом основних елементів, так і елементів-домішок (в основному парамагнітних – Mn, Fe, Ti, TR), змінністю мінералів, присутністю на їх поверхні плівок інших речовин [65].

Магнітна сепарація нерідко застосовується для доводки чорнових концентратів на ряді збагачувальних фабриках [66]. Чорнові концентрати з Нігерії піддають доводці за схемою, яка включає сушку та роз-

ділення концентрату на два класи:  $-0,25$  та  $+0,25$  мм. Клас  $-0,25$  мм обробляють на концентраційних столах з одержанням хвостів та концентрату, який після сушки піддають магнітній сепарації. Клас  $+0,25$  мм розділяють на фракції:  $+0,75$ ;  $-0,75+0,5$ ;  $-0,5+0,4$  та  $-0,4+0,25$  мм, кожен з яких окремо обробляють на магнітному сепараторі. В результаті магнітної сепарації одержують декілька продуктів: сильномагнітний (ільменітовий), магнітний (складається з колумбіту, монациту, магнітного каситериту) та немагнітний (в основному циркон та каситерит) [67].

З практики збагачення вивітрених гранітів на підприємствах *Плато-Джонс* у Нігерії відомо, що чорнові концентрати містять 25,8 % колумбіту, 7,6 % каситериту, 6,0 % магнетиту, 4,1 % ільменіту, 4,5 % циркону, 5,4 % оранжериту, 1,1 % ксенотиму, 1,0 % монациту та інші мінерали. Чорнові концентрати висушують та піддають грохоченню на два класи. Клас крупністю  $+0,25$  мм доподрібнюється у замкнутому циклі з грохотом; продукт крупністю  $-0,25$  мм надходить на електростатичну сепарацію. Магнітна фракція (магнетит, ільменіт, колумбіт, каситерит) направляється на магнітну сепарацію з одержанням магнетитової та ільменітової фракцій (відвальні продукти), та промпродукту (колумбіт та каситерит), який розділяють на столах. Немагнітна фракція цілком складається з каситериту [68].

Для успішного розділення мінералів на електричних сепараторах необхідним є не тільки їх підігрівання до  $100-110$  °С, але й розділення на вузькі класи за крупністю. Після електричної сепарації в провідниковій фракції містилось 68 % колумбіту та 23 % каситериту при вилученні відповідно 97 та 98 %, в провідниковій фракції – 40 % циркону та 28 % оранжериту при вилученні 95-94 % [69].

Первинне збагачення здійснюють на магнітних сепараторах для одержання колумбіт-танталітового концентрату та олов'яного промпродукту, а також сильномагнітної фракції, що містить металічне залізо, магнетит, ільменіт для видалення у відвал. Промпродукти перечищають на концентраційних столах. Фінальна перечистка магнітною сепарацією концентратів проводиться для одержання готових кондиційних концентратів [70].

Кислотна обробка соляною або сірчаною кислотою проводиться для видалення з поверхні пірохлору оксидних плівок заліза, які нівелюють магнітні властивості мінералів. Відмивання кислоти зазвичай здійснюють на концентраційних столах; продукти сушать та спрямовують на магнітну сепарацію. Вилучення в циклі доведення дрібнозернистих цінних мінералів зазвичай складає близько 80 % [71].

## Флотація тантало-ніобієвих руд<sup>4</sup>

У природі тантал і ніобій зустрічаються сумісно, але внаслідок більш широкого розповсюдження ніобію в земній корі його вміст в рудах і запаси на порядок вищі, ніж танталу. Усі тантало-ніобієві родовища за співвідношенням металів можуть бути поділені на три групи: власне танталові, тантало-ніобієві і власне ніобієві<sup>5</sup>.

З власне танталових родовищ рентабельно вилучати тантал без урахування вартості ніобію. До цієї групи родовищ відносять рідкісно-металічні граніти і пегматити, а також гатчелітові карбонатити. Середній вміст  $Ta_2O_5$  в рудах 0,015 – 0,030 %. Співвідношення в цих рудах  $Ta_2O_5:Nb_2O_5$  складає від 3:1 до 1:5. Концентрати містять відповідно від 5 – 8 до 60 – 65 %  $Ta_2O_5$ .

До тантало-ніобієвих (змішаних) руд відносять ті, у яких ніобій хоча й переважає над танталом, але тантал ще доцільно вилучати попутно. У основному ці родовища зв'язані з сублужними гранітоїдами і нефеліновими сієнітами. Середній вміст  $Ta_2O_5$  в змішаних рудах 0,010 – 0,0016 %. В цих рудах співвідношення  $Ta_2O_5:Nb_2O_5$  коливається від 1:5 до 1:20. Концентрати містять відповідно від 0,5 до 5 %  $Ta_2O_5$ .

У власне ніобієвих рудах ніобій настільки переважає над танталом, що вилучати тантал стає недоцільним. Ці руди звичайно містять пірохлор у вигляді головного мінералу, а самі родовища зв'язані з карбонатитами і частково з нефеліновими сієнітами. Середній вміст  $Nb_2O_5$  в багатих рудах складає понад 0,4 – 0,5 %, в бідних 0,10 – 0,15%. Співвідношення в цих рудах  $Ta_2O_5:Nb_2O_5$  складає від 1:40 до 1:200. Пірохлорові концентрати містять не менше 37 %  $Nb_2O_5$ .

До промислових типів танталових і ніобієвих родовищ належать: магматичні, пегматитові, альбітитові, польовошпатових метасоматитів, карбонатитові, вивітрювання і розсипні.

Основні промислові мінерали танталу і ніобію – танталіт, колумбіт, пірохлор, мікроліт, лопарит і воджиніт (табл.). Вони знаходяться у різному поєднанні з польовими шпатами, нефеліном, кварцом, біотитом,

<sup>4</sup> Смирнов В. О., Білецький В. С. Флотаційні методи збагачення корисних копалин. Донецьк: Східний видавничий дім, НТШ-Донецьк — 2010. — 496 с.

<sup>5</sup> 1. Горная энциклопедия: т. 1-5 / Гл. ред. Е.А. Козловский. – Москва: Советская энциклопедия, 1984.–1991. 2. Справочник по обогащению руд. Основные процессы / Гл. ред. О.С. Богданов. – Москва: Недра, 1983.– 381 с. 3. Справочник по обогащению руд. Обогачительные фабрики / Гл. ред. О.С. Богданов. – Москва: Недра, 1984.– 358 с. 4. Теория и технология флотации руд. / под ред. О.С. Богданова – 2-е изд., перераб. и доп. – Москва: Недра, 1990.– 364 с.

піроксенном, апатитом, кальцитом, флюоритом, ільменітом, магнетитом, егірином, сфеном, цирконом, рутилом, сульфідними мінералами.

Крім танталових і тантало-ніобієвих руд тантал може попутно вилучатися з деяких типів вольфрамових і олов'яних руд.

Тантало-ніобієві руди збагачуються в основному гравітаційними методами. Флотація застосовується для вилучення тантало-ніобієвих мінералів з тонковкраплених руд, а також з відходів і шламів гравітаційного збагачення.

Необхідність комплексного використання сировини і близькість флотаційних властивостей багатьох розділюваних мінералів вимагають застосування складних схем флотації. В перших циклах звичайно здійснюється видалення аполярних, сульфідних мінералів, слюд, мінералів лужноземельних металів. Подальші цикли включають флотацію основних цінних компонентів і силікатів, доводку отриманих концентратів і їхнє розділення, в процесі яких використовуються операції кислотної і лужної обробки різних продуктів, відмивки і знешламлення. На рис. 1.1. наведена схема флотаційного збагачення бідної пірохлор-цирконової польовошпатової руди, яка містить понад 65 % польових шпатів, слюду, кальцит, ільменіт, магнетит, ніобійвмістний сфен (2,5–3,0 %  $Nb_2O_5$ ). Частина ніобію розсіяна по нерудним мінералам. Схема флотаційного збагачення складається з чотирьох циклів.

У першому циклі – *циклі знешламлення* – із збагачуваного матеріалу видаляється більша частина шламів. Знешламлення подрібненої до – 0,15 мм руди здійснюється по класу 15 – 20 мкм.

В циклі *попередньої флотації* з руди послідовно флотуються кальцит (жирнокислотним збирачем у лужному середовищі), а потім слюда (катіонним збирачем).

В *циклі основної флотації* після відмивки відходів попередньої флотації від рідкого скла і солей твердості *N*-катіонованою водою флотують олеїною кислотою пірохлор, циркон, сфен, ільменіт, магнетит, гранат, егірин при депресії польових шпатів сірчистим натрієм.

Таблиця 1.1 – Характеристика основних мінералів танталу і ніобію

Мінерал	Хімічна формула	Вміст, %		Густина, кг/м <sup>3</sup>	Твердість
		Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>		
Танталіт	(Fe, Mn)Ta <sub>2</sub> O <sub>6</sub>	понад 40	–	6200 – 8200	6,5 – 7,0
Колумбіт	(Fe, Mn)(Nb, Ta) <sub>2</sub> O <sub>6</sub>	до 80	до 25	4900	6,5 – 6,8
Пірохлор	Na, Ca[Nb <sub>2</sub> O <sub>6</sub> ](OH, F)	–	40 – 73	5000 – 6400	4,0 – 5,5
Мікроліт	(Na, Ca) <sub>2</sub> (Ta, Ti) <sub>2</sub> O <sub>6</sub> [OH, F]	до 60	–	5400 – 6200	6,5 – 7,0
Лопарит	(Na, Ce, Ca)(Nb, Ta)O <sub>3</sub>	0,4 – 0,9	6 – 13	5500 – 6000	6,5 – 7,0
Воджиніт	(Fe, Mn)(Ta, Sn) <sub>2</sub> O <sub>6</sub>	до 70	–	5500 – 6000	7,5 – 7,8

*Доводочний цикл* починається обробкою отриманого в основному циклі пінного продукту 5 %-ним розчином сірчаної кислоти і відмивкою пульпи для видалення надлишку йонів  $Fe^{3+}$ ,  $Al^{3+}$  і  $H^+$ . Після цієї обробки пінного продукту флотацією алкілсульфатом в присутності сірчаної кислоти і хлористого натрію вдається виділити основну масу породи (камерний продукт), основним мінералом якої є егірин. Пінний продукт містить пірохлор і циркон, а також ільменіт і магнетит. Після декількох перечисток колективного пірохлор-цирконового концентрату з нього флотацією алкілсульфатом у кислому середовищі і в присутності кремнійфлуористого натрію відділяють циркон разом з ільменітом і магнетитом. Ільменіт і магнетит від циркону відділяється магнітною сепарацією, в результаті чого отримують багатий цирконовий концентрат і титаномагнетитовий продукт.

За іншим варіантом переробки пірохлор-цирконової руди передбачається:

- колективна флотація усіх мінералів олеїновою кислотою в лужному середовищі, яке утворюється їдким натром і содою, з отриманням у відходах флотації польвошпатового концентрату;

- перечисна флотація колективного концентрату з содою і сірчанним натрієм, камерним є егірин-авгітовий продукт;

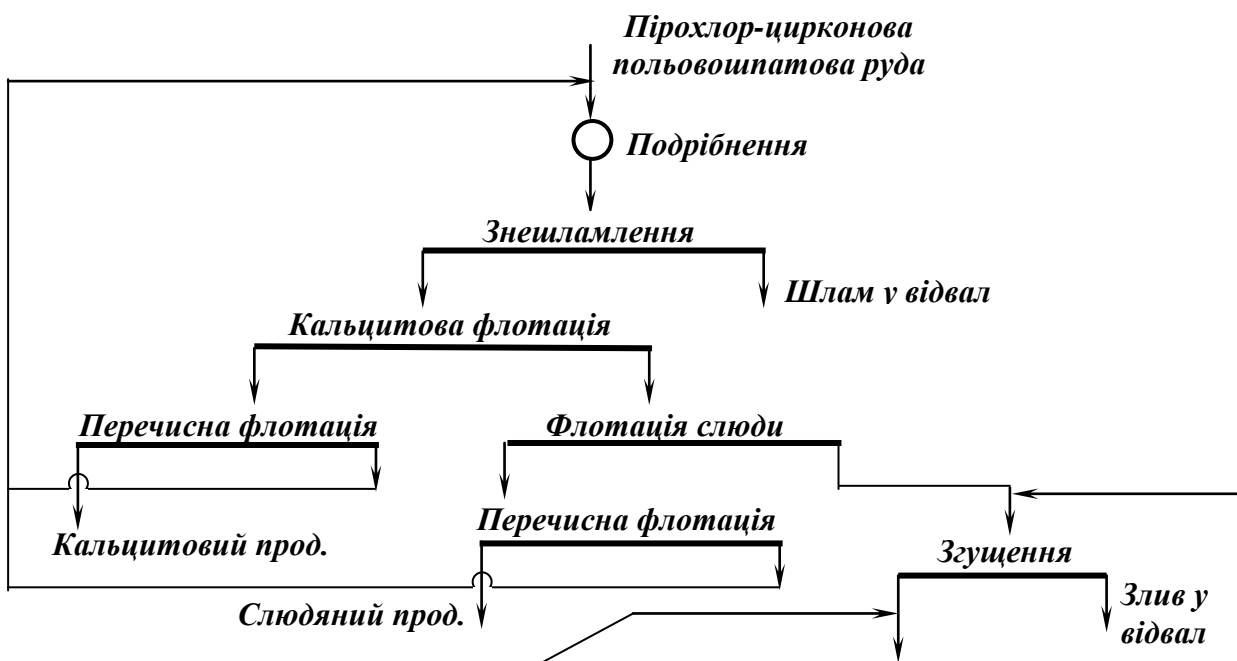
- додаткова флотація отриманого концентрату з содою і рідким склом, що забезпечує депресію усіх мінералів крім кальциту, і одержання кальцитового продукту;

- флотація слюди із камерного продукту катіонним збирачем;

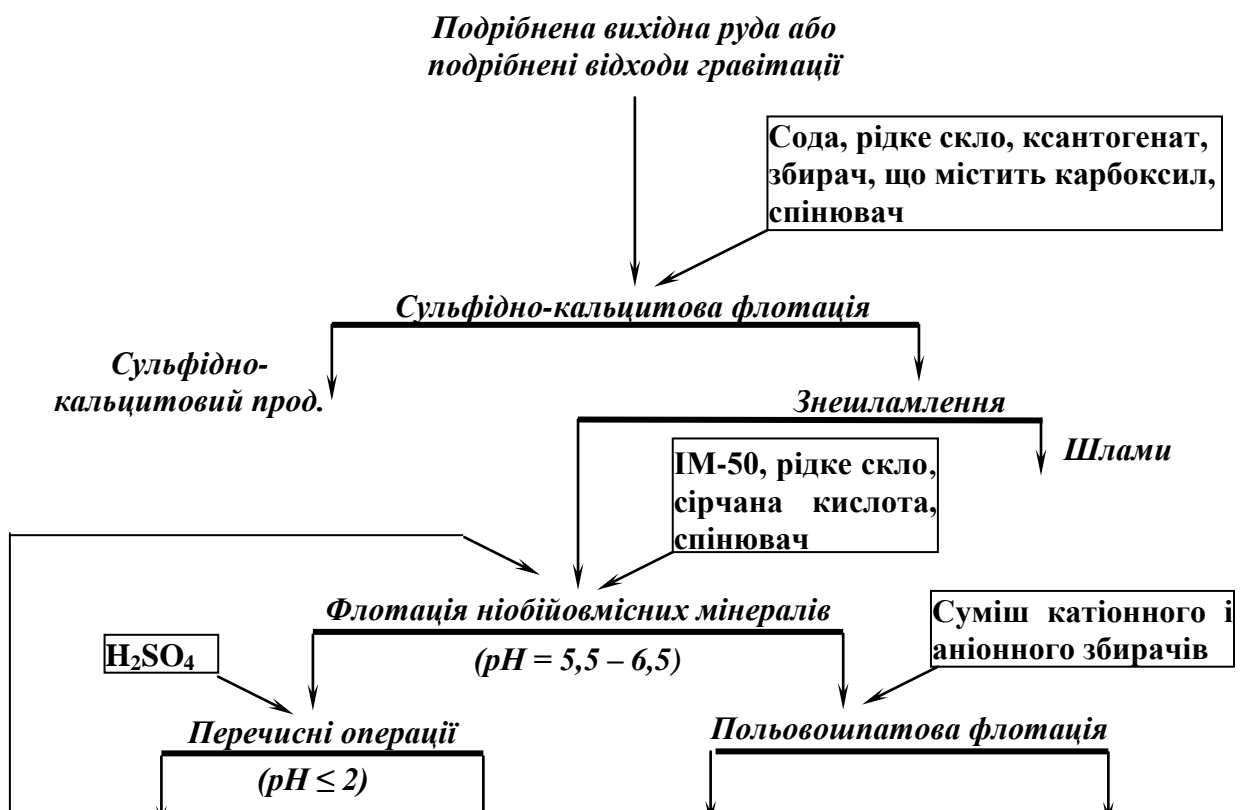
- кислотна обробка камерного продукту і його доводка;

- розділення отриманого пірохлор-цирконового концентрату, яке може бути здійснене таким же чином, як і у попередній схемі (рис. 1.1.).

Принципова технологічна схема флотації ніобійвмісних мінералів із пірохлорових руд і відходів гравітаційного збагачення із застосуванням комплексоутворюючого збирача ІМ-50 наведена на рис. 1.2.







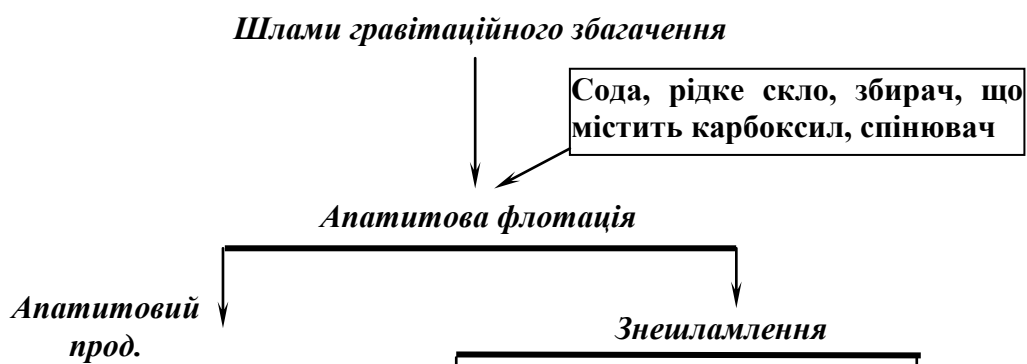
Схемою після видалення карбонатів і сульфідів передбачається отримання ніобієвого продукту для хімічно-металургійної переробки кондиційного польовошпатового концентрату. Ніобієвий продукт, крім пірохлору, містить мінерали титану (ільменорутит, ільменіт, сфен) і циркон; він може бути розділеним на пірохлоровий, титановий і цирконовий концентрати. Також при розділенні сульфідно-кальцитового продукту можна отримати кальцитовий і сульфідний концентрати.

Принципова схема флотації лопариту реагентом ІМ-50 із шламів гравітаційного процесу наведена на рис. 1.3.

Схема дозволяє після попереднього видалення апатиту флотацією відокремити лопарит і егірин від основної маси пустої породи. Флотаційне виділення лопариту від егірину здійснюється після кислотної обробки і відмивки при депресії егірину щавелевою кислотою і гексаметафосфатом.

*Ніобієві концентрати:* лопаритові повинні містити не менше 8 %  $Nb_2O_5$ , пірохлорові – не менше 30 %  $Nb_2O_5$ . Шкідливими домішками в ніобієвих концентратах є фосфор (не більше 0,05 %) і діоксид кремнію (не більше 1,5 %).

Ніобій входить до складу багатьох жаро- та корозійностійких сплавів, він є одним з основних компонентів при легуванні жароміцних сталей. Ніобій і його сплави використовуються як конструктивні матеріали для деталей реактивних двигунів, ракет, газових турбін, хімічної апаратури, електронних приладів, електричних конденсаторів, надпровідних пристроїв. Ніобій широко використовується у вигляді фероніобію, як добавка до нержавіючих сталей, є перспективним конструктивним матеріалом для ядерних реакторів. Ніобати широко застосовують як сегнетоелектрики, п'єзоелектрики, лазерні матеріали.



*Танталові* (в основному танталітові, колумбїт-танталітові, частково воджинітові, мікролітові) *концентрати* випускають чотирьох сортів, які містять  $Ta_2O_5$  не менше 40 % (ТАК-1), 26 % (ТАК-2), 17 % (ТАК-3) і 5 % (ТАК-4). В танталових концентратах лімітується вміст  $SiO_2$ : не більше 7 % (в концентратах ТАК-2 і ТАК-3) і не більше 10 % (в концентраті ТАК-4).

Основною сировиною для виробництва танталу і його сплавів служать танталові і лопаритові концентрати, що містять близько 8 %  $Ta_2O_5$ , 60 % і більше  $Ta_2O_5$ .

Розділення танталу і ніобію виконують екстракцією. Металічний тантал отримують відновленням  $Ta_2O_5$  вуглецем, або електрохімічне з розплавів.

Тантал застосовують для виготовлення хімічної апаратури, хірургічних і стоматологічних інструментів, у виробництві особливих сортів сталі, в електровакуумній техніці.

Тантал використовують в радіоелектроніці, хімічному машинобудуванні, а також для створення надтвердих і надтугоплавких сплавів.

### 1.3. Стан дослідження збагачуваності руд Мазурівського родовища

Промислове освоєння Мазурівського родовища комплексних руд рідкісних металів у Донецькій області розпочато у 1939 р. з переробки за простою гравітаційно-магнітною схемою пухких руд кори вивітрювання з отриманням цирконового концентрату (масова частка в ньому діоксиду цирконію (58-59) %, вилучення (60-65) % [72]. У подальшому схема була вдосконалена інститутами *Уралмеханобр*, *Иргиредмет*, *ЦНИГРИ*: впроваджена гідравлічна класифікація, роздільне збагачення класів на концентраційних столах, доподрібнення промпродуктів при доводці чорнових концентратів. Вилучення циркону в товарний концентрат зросло до 68 %.

З кінця 1950-х років руди родовища почали розглядати як джерело отримання, крім цирконового, також пірохлорового та польовошпатового (або нефелін-польовошпатового) концентратів [73].

Питаннями розробки технології комплексного збагачення руд займалися протягом тривалого часу *Уралмеханобр* (м. Свердловськ), *Механобр* (м. С.-Петербург), *ЦНИГРИ* (м. Москва), *Иргиредмет* (м. Іркутськ), *Гиредмет* (м. Москва), *КазПТИ* (м. Алма-Ата), *ІМР* (м. Сімферополь) [74-80].

При дослідженні вивітрених і щільних руд родовища застосовувались гравітаційні, флотаційні, магнітні та хімічні методи збагачення.

Вивчення збагачуваності руди гравітаційними методами при подрібненні руди до 0,2-0,1 мм показало, що основна частина пірохлору (до 80 %) губиться з хвостами. Після доведення чорнових гравітаційних концентратів магнітною сепарацією був отриманий колективний концентрат з масовою часткою пентоксиду ніобію (1,2-1,6) % і діоксиду цирконію (54-60) % при вилученні відповідно (9-10) % і (63-77) % (табл. 1.2) [81].

Таблиця 1.2 – Результати гравітаційного збагачення руд

Назва установи	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>			ZrO <sub>2</sub>		
	Мас. частка, %		вилу- чення %	мас. частка, %		вилу- чення, %
	в руді	в кон- центра		в руді	в кон- центр	

		<b>ті</b>			<b>аті</b>	
<b>Механобр</b> (відсадка, столи з доподрібненням до 0,5-0,2-0,1 мм) (доводка гравітац. концентр., магн. сепарацією)	0,077	0,33	20,4	0,48	8,73	85,76
		1,23	9,75		60,12	76,66
<b>Иргиредмет</b> (відсадка і концентр. столи)	0,075	0,33	18,0	0,43	7,63	72,48
<b>ЦНИГРИ</b> (кл. –1мм, доподрібнення, збагачення на столах)		0,16-0,395	26,8-23,61		3,95-8,96	
<b>Механобр</b> (подрібнення до 2 мм, збагачення на концентр. столах) (доводка концентрату після доподріблення до 0,071 мм на магн. сепар. і концентр. столах)	0,091	0,42	45,45	0,48	4,3	88,56
		1,63	9,32		53,6	62,55
<b>Иргиредмет</b> (концентр. на столах 2-0,5 – 0,2-0,1 мм)	0,10	0,28	29,8	0,45	3,53	79,16
<b>Уралмеханобр</b>	0,090		61,7	0,30		70,54
	0,065	0,294	20,53	0,30	5,67	87,64

У зв'язку з низьким вилученням пірохлору у гравітаційному циклі в подальшому за основу було прийнято флотаційне збагачення руди і флотаційна селекція пірохлор-цирконових концентратів. Зведені результати досліджень по флотації, які були проведені в інститутах Росії (*Уралмеханобр, ЦНИГРИ, Иргиредмет*), Казахстану (*КазПТИ*), наведені в табл. 1.3 [82].

Таблиця 1.3 – Результати флотаційних досліджень руди різними інститутами

Назва установи	Пентоксид ніобію			Діоксид цирконію		
	мас. частка, %		вилучення, %	мас. частка, %		вилучення, %
	в руді	в концентраті		в руді	в концентраті	
<i>Уралмеханобр</i>	0,12	1,0-1,2	29			

		11,1	36,7	0,29	7,0	85,8
<b><i>ЦНИГРИ</i></b>		5,3	40,0			
<b><i>Иргиредмет</i></b>	0,09	1,4	22,4	0,45	7,4	20,2
<b><i>ЦНИГРИ</i></b>	0,08	4,0-4,5	39,0			
<b><i>Уралмеханобр</i></b>	0,14	2,38	49,1	0,51	11,0	72,4
<b><i>Уралмеханобр</i></b>	0,09	0,54	81,0	0,36	2,4	88,0
<b><i>ЦНИГРИ</i></b>	0,09	1,16-1,60	30-46	0,46	5,4-8,4	35,0-43
<b><i>ЦНИГРИ</i></b>	0,07	4-5	36-48			
		4-6	53,7	0,3-0,6	38,1	56,8
<b><i>КазПТИ</i></b>	0,11	3,9	72	0,27	9,3	72,5
		4,5-5,0	55,7		16-26	65,8

Показники розділення колективного концентрату:

- пірохлоровий концентрат вміщує 7 мас. % пентоксиду ніобію при вилученні 34,7 %; цирконовий мав масову частку  $ZrO_2$  32,4 % при вилученні 86,5 %; останній можна довести до вмісту діоксиду цирконію більше 60 %;

- хвости основної флотації після знезалізнення методом флотації і магнітної сепарації можуть знайти застосування у скляній і керамічній промисловості як нефелін-польовошпатовий концентрат.

Флотаційна технологія була перевірена при проведенні напівпромислових випробувань у 1966 році на дослідній фабриці Донецького хіміко-металургічного заводу (ДХМЗ) продуктивністю 50 т/добу (дві проби змішаної руди масою 1000 т, та 2000 т, і проба вивітрених руд масою 2000 т). Зроблено висновок про те, що за схемами збагачення руд, в яких передбачається доводка чорнових концентратів із застосуванням їх кислотної обробки і відмивання шламів, неможливо отримати прийнятне вилучення ніобію в концентрат [84].

Техніко-економічними розрахунками доведена можливість і доцільність переробки руд за розробленою флотаційною технологією з отриманням пірохлорового і нефелін-польовошпатового концентратів (1968) [85].

При дослідженні нових проб руди (1981) вказаний режим було спрощено, як збирач запропонована емульсія кубових залишків синтетичних жирних кислот (КОСЖК) – замітник олеїнової кислоти і талактаму. При цьому був отриманий колективний пірохлор-цирконовий концентрат з 2,3 % пентоксиду ніобію і 9,6 % діоксиду цирконію при

вилученні (66-76) %  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  та (60-65) %  $\text{Zr}_2\text{O}_5$  (залежно від операції). З хвостів флотації після флотаційного знезалізнення отримали кондиційний нефелін-польовошпатовий концентрат марки ПШС. Циркон пропонувався вилучати із кеків вилуговуванням [86].

Аналіз виконаних робіт по флотаційному збагаченню руди показав, що флотацією можна отримати продукти – бідний пірохлоровий концентрат (вміст  $\text{Nb}_2\text{O}_5$ , до (21-26) %, звичайно (7-13) %), цирконовий концентрат (масова частка  $\text{ZrO}_2$  (60-61) % і нефелін-польовошпатовий концентрат, у т.ч. придатний для використання в скляній і керамічній промисловості (вихід до (45-52) %) [87].

При флотаційному збагаченні для отримання пірохлорового і цирконового концентрату необхідне застосування складного реагентного режиму, особливо при селекції колективного пірохлор-цирконового концентрату (щавелева і сірчана кислоти, екзотичний реагент купферон і т.п.), а витрати застосованих реагентів є досить значними; досить проблематична організація ефективної очистки стічних вод у зв'язку з таким же складним реагентним режимом, у т.ч. присутність жирних органічних кислот.

У 1980-х роках *ІМР* зосередив зусилля на дослідженні комбінованих гравітаційно-магнітних методів збагачення руд Мазурівського родовища. У 1981 році з застосуванням методів гравітації, магнітної та електричної сепарації була показана можливість отримання якісного цирконового концентрату з вмістом діоксиду цирконію до 60,3 % при вилученні компонента 74 %, і відносно багатого ніобієвого продукту, що містив 13,5-20,4 мас. % пентоксиду ніобію при вилученні 22-24 % [88].

У 1987-1989 роках *ІМР* розроблена технологія переробки руд родовища, принципово відмінна введенням попередніх методів збагачення у важких середовищах, що дозволило підвищити ефективність основного циклу переробки і суттєво зменшити експлуатаційні і капітальні витрати майбутнього підприємства, а також отримати додатково нову товарну продукцію – нефеліновий і якісний польовошпатовий концентрат марки ПШМ-2-0,2 і, крім цього, щебінь і будівельний пісок.

Розглядалися два варіанти попереднього збагачення:

- з попереднім збагаченням у важких середовищах (4 операції розділення руди крупністю -4 +0,5 мм по густині 2,7; 2,62; 2,57 и 2,52 г/см<sup>3</sup>);

- з комбінуванням радіометричного збагачення рудного класу -70 +30 мм і збагачення у важких середовищах рудного класу -30 мм після його доподрібнення та подрібнення до -4 мм (фракція -4 +0,5 мм), при цьому гранична густина складала 2,7; 2,62 и 2,52 г/см<sup>3</sup> [89].

У 2003-2004 роках Федеральним державним унітарним підприємством «*Гиредмет*» (м. Москва) розроблена технологія комплексної переробки руд Мазурівського родовища. Для проведення дослідження була відібрана технологічна проба, що характеризує комплексні ніобій-цирконові корінні руди. Вміст у пробі  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  становив 0,11-0,12 %, та  $\text{ZrO}_2$  – 0,62-0,65 %. Була підтвердження можливість комплексної переробки руд родовища і розроблено два варіанти технологічної схеми: магнітно-гравітаційна та гравітаційно-магнітно-флотаційна. Вилучення у 10 %-ий ніобієвий концентрат досягало 27 % [90].

Ще одну комбіновану схему збагачення руди Мазурівського родовища запропоновано інститутом *Механобрчормет* (м. Кривий Ріг) в роботі [91]. Розроблена гравітаційно-магнітно-флотаційна схема збагачення, яка забезпечує отримання пірохлорового продукту (8,2 %  $\text{Nb}_2\text{O}_5$ ) при вилученні 39,4 % та цирконового концентрату (44,3 мас. %  $\text{ZrO}_2$ ) при вилученні 61,1 %. Вихід польовошпатового продукту становив 76 %. Встановлено, що пірохлоровий та цирконовий концентрат придатні для металургійної або гідрометалургійної переробки; польовошпатовий концентрат – для використання у керамічній промисловості.

У 1988-1989 рр. проведені роботи по гідрометалургійному розділенню бідних тантал-ніобієвих концентратів (7-10 мас. %  $\text{Nb}_2\text{O}_5$ ) з використанням сульфат-піроксидного і сульфат-флуоридного методів. В результаті було отримано технічний пентоксид ніобію, гідроксид танталу і рідкісноземельний продукт із задовільними технологічними показниками [92].

У 1990 році *ВИМС* виконана оцінка радіометричного збагачення руди Мазурівського родовища в статичних умовах, а потім проведені і укрупнені випробування радіометричного сортування руди на стадії її попереднього збагачення. Встановлено, що радіометрична сепарація дозволяє з матеріалу крупністю +30 мм виділити відвальну фракцію (щебінь) з виходом 29,7 % від руди при вмісті в цій фракції 0,05 мас.% пентоксиду ніобію і 0,14 % діоксиду цирконію [93, 94].

Аналіз відомих робіт по збагаченню руд Мазурівського родовища показує, що показники збагачення є досить низькими: вилучення пірохлору, як правило, не перевищує (35-40) %, а при напівпромислових випробуваннях складало лише 9 %; вилучення циркону в низці проб складало (45-50) %, причому стандартний вміст діоксиду цирконію (60-61) % досягнуто тільки при збагаченні окремих проб.

#### **1.4. Підвищення ефективності переробки і комплексного використання рідкіснометалічної сировини**



Руди переважної більшості родовищ рідкісних металів, в тому числі вітчизняних, характеризуються низьким вмістом основних компонентів. Тому конкурентоспроможність експлуатації таких родовищ пов'язана з підвищенням ефективності переробки руд, причому для руд з низьким вмістом цінних компонентів вона визначається комплексним використанням сировини з отриманням максимального спектру товарної продукції.

Характерним для переробки руд рідкісних металів в радянські часи є використання традиційних схем рудопідготовки, складних громіздких технологічних схем, що поєднують збагачення на гравітаційних, магнітних, електричних сепараторах та часткове використання флотації; відсутність хімічного доведення продуктів. Тому застосування нових технологій дозволяє поліпшити економічні показники переробки рідкіснометалічних руд.

Серед перспективних напрямків підвищення ефективності збагачення рідкіснометалічних руд необхідно назвати попередню радіометричну крупногрудкову сепарацію руди [95]; процеси рудопідготовки, засновані на селективному розкритті мінералів [96-98]; нові гравітаційні апарати (типу відцентрових концентраторів Кнельсона [99,100]; високоградієнтну магнітну сепарацію для вилучення слабомагнітних рідкіснометалічних мінералів [101-103]; хімічні [104-106] та пірометалургійні методи доводки некондиційних рідкіснометалічних концентратів і продуктів [107-110]; направлену зміну властивостей мінералів шляхом відповідної обробки [111-116].

Нові технологічні рішення для процесів переробки сировини рідкісних металів та досягнутий при їх застосуванні ефект згруповані в табл. 1.4.

Таблиця 1.4 - Напрями підвищення ефективності переробки руд рідкісних металів [117].

№	Напрямок	Приклад застосування	Досягнутий ефект
1	Оптимізація рудопідготовки	Для тонковкраплених рідкіснометалічних руд, схильних до утворення шламів	Покращення розкриття, зниження шлакоутворення, підвищення технологічних показників подальшого збагачення
2	Застосування нових процесів та обладнання	Використання радіометричної сепарації, високоградієнтних магнітних сепараторів	Виведення з технологічного процесу відвальних хвостів на перших стадіях переробки, зниження капітальних витрат, під-

			вищення показників переробки та якості продукції
3	Вплив на мінеральну сировину і продукти переробки різними методами з метою спрямованої зміни властивостей мінералів	Використання реагентної, ультразвукової та інших видів спрямованої обробки для рідкіснометалічних руд	Підвищення контрастності властивостей мінералів, що розділяються, покращення їх розділення
4	Прогресивні методи організації виробництва	Застосування пересувних технологічних модулів для відпрацювання розсипів, свердловинне гідровидобування	Залучення до експлуатації об'єктів з невеликими запасами руди
5	Широке застосування гідро- і пірометалургійних методів	Переробка бідних (некондиційних) рідкіснометалічних продуктів та концентратів	Підвищення технологічних показників і комплексності використання руд

**Підвищення ефективності розкриття руд рідкісних металів.** Застосування традиційних методів підготовки руди до збагачення призводить як до значних енергетичних витрат, так і до утворення великої кількості рудних шлаків, що втрачаються під час подальшого збагачення. Для руд рідкісних металів, які належать до тонковкрапленої сировини, така технологія у багатьох випадках є непридатною, так як навіть при дуже тонкому подрібненні вона не забезпечує необхідного розкриття мінералів.

Підготовка руди сьогодні залишається найбільш енергоємною, витратною та погано керованою операцією в технології переробки руд [118-120]. Тривалий час підготовці руди не приділяли уваги, так як інтенсифікація процесів розкриття завдяки зниженню крупності подрібнення у більшості випадків дозволяла успішно вирішувати поставлені перед збагаченням завдання.

Сьогодні крупність подрібнення в широко розповсюджених кульових млинах майже сягнула своєї межі та складає менше 0,044 мм. Тому розробка нових конструкцій дезінтеграторів з метою подальшого зниження крупності подрібнення уявляється безперспективною [117]. При збільшенні питомої поверхні подрібненого матеріалу відбувається агрегація частинок, сили молекулярної взаємодії починають перевищувати сили розділення, що призводить до зниження селективності збагачення [121]. Враховуючи зростаюче погіршення якості сировини, підготован-

ня руди стає стримуючою ланкою в освоєнні переробки тонковкрапельних руд (у тому числі рідкіснометалічних).

Пріоритетність такого напрямку досліджень, як вдосконалення рудопідготовки для важкозбагачуваних рідкіснометалічних руд зумовлена можливістю одержання економічного ефекту завдяки застосуванню селективних способів розкриття руд. Подібним дослідженням тривалий час не приділяли належної уваги, оскільки розкриття руд здійснювалось та продовжує здійснюватися методами, які засновані на подрібненні мінералів, а не на руйнуванні їх по площинах спайності мінералів [122].

Основними напрямками інтенсифікації процесів підготовки руди можуть бути:

- встановлення способів дезінтеграції, заснованих на методах селективного руйнування та випробування на рідкіснометалічних рудах нових типів подрібнюючих апаратів;
- раціональна організація технологічного процесу розкриття шляхом синтезу найбільш досконалих схем підготовки руди.

Перший напрямок належить до теоретичної області та може кардинально вирішити проблему розкриття руд, але потребує фундаментальних розробок та тривалого часу для пошуку і освоєння апаратів. Другий напрямок хоча й поступається за ефективністю першому, але він заснований на використанні вже відомих способів підготування руди та освоєного промислового обладнання.

З врахуванням викладеного вище, поставлені завдання з інтенсифікації підготування руд рідкісних металів до збагачення вирішуються наступними шляхами:

- виявлення структурних характеристик мінеральної сировини та прогнозування розкриття їх компонентів;
- визначення закономірностей розкриття руд та розробка на їх основі більш ефективних схем підготування руди;
- випробування моделей різних дезінтегруючих пристроїв з метою виявлення можливості їх ефективного використання.

Основним критерієм інтенсифікації підготування руд рідкісних металів до збагачення є підвищення подальшого вилучення металів. Крім того, виявлення оптимального способу підготування руди (або раціональної її схеми) повинне призводити до зменшення утворення шлаків та підвищенню концентрації супутніх компонентів у товарних концентратах, що є додатковим критерієм ефективної дезінтеграції мінеральної сировини.

На більшості підприємств колишнього СРСР видобування і переробка руд рідкісних металів через низький вміст в них металу й складні

схеми збагачення була нерентабельною. Частина ГЗК на сьогодні зупинила свою діяльність (*Вишневогірське рудоуправління*), частина довгий час не працювала і тепер робляться спроби їх реанімації (*Орловський ГЗК, Білогірський ГЗК, Малишевське РУ, Забайкальський ГЗК, Киргизький ГМК*), частина працює періодично (*АТ «Севредмет»*). При цьому деякі підприємства вимушено працюють на привізній сировині (*Білогірський ГЗК та Киргизький ГМК*).

Зростання промислового виробництва, якого ми очікуємо, потягне за собою зростання попиту на рідкісні метали. Доказом того може бути світовий досвід, коли **вихід розвинутих країн з економічної кризи супроводжувався значним зростанням споживання рідкісних металів.**

Тому найближчим часом, виходячи з логіки промислового розвитку, гостро постане проблема забезпечення потреб українських виробників рідкісних металів конкурентоспроможною сировиною з вітчизняних родовищ. Рішення існуючої проблеми рідкісних металів в Україні можливе двома шляхами – пошук нових родовищ, та використання нових технологій переробки руд.

### ***Збагачення тонковкрапленої ніобійвмісної руди на основі відцентрової концентрації.***

На зарубіжних збагачувальних фабриках для переробки тантал-ніобієвої сировини сьогодні застосовують збагачувальні апарати нового покоління – відцентрові концентратори. Значною перевагою цих апаратів перед іншими гравітаційними апаратами є можливість керування виходом концентрату (від 0,01 до 30 %), та можливість вилучати досить дрібні частинки важких мінералів. У процесах гравітаційного збагачення головною діючою силою, що визначає розділення зерен, є сила тяжіння. На частинку у відцентровому полі діють: відцентрова сила  $Q$ ; сила тяжіння  $P$ ; архімедова підймальна сила  $G$ ; гідродинамічний тиск потоку на частинку  $F$ ; сила тертя  $T$ . Якщо відцентрова сила, що діє на частинки мінералів у криволінійному потоці, значно більша сили тяжіння, то розділення відбувається переважно під дією відцентрової сили. Її величина визначається рівнянням:

$$Q = mA = mU^2/R,$$

де  $m$  – маса частинки;

$A$  – відцентрове прискорення;

$R$  – радіус обертання частинки;

$U$  – тангенціальна швидкість частинки.

Безрозмірний параметр  $\Phi$ , який являє собою відношення відцентрового прискорення до прискорення сили тяжіння в полі землі  $g$ , називають фактором розділення (фактор Фруда):  $\Phi = A/g$ .

У відцентровому потоці відбувається так зване «псевдоукрупнення» частинок. Воно залежить від розміру мінеральних частинок, їх густини та інтенсивності відцентрового поля. При накладанні відцентрових прискорень маса і швидкість падіння твердих частинок у рідких середовищах значно зростають. Це призводить до того, що дрібні частинки поводять себе як більш крупні, тобто «псевдоукрупнюються». Це дозволяє суттєво інтенсифікувати процес гравітаційного розділення, підвищити його точність, та призводить до зростання продуктивності сепараторів. Розрахунки показують, що для тонких частинок, швидкість вільного падіння яких відповідає закону Стокса, «псевдоукрупнення» буде пропорційним кореню квадратному з фактору розділення  $\Phi$ . Із зростанням розміру частинок псевдоукрупнення буде ще більш вираженим. Таким чином, у відцентровому сепараторі, де  $\Phi = 50$ , частинки розміром 0,01 та 0,04 мм будуть поводитися, як частинки 0,07 та 0,35 мм (відповідно), при розділенні під дією лише сили тяжіння [123].

Розділення частинок такої крупності успішно реалізується при високій продуктивності навіть в сепараторах, працюючих в статичних умовах.

Основними факторами, що впливають на ефективність гравітаційного збагачення суміші частинок, є їх густина, розмір та форма. Велику роль при розділенні у відцентрових апаратах відіграє сегрегація частинок мінералів за крупністю, особливо в концентраторах з механічним розпушуванням постілі, які добре уловлюють та утримують тонкі важкі частинки. В зв'язку з цим гранулометричний склад постілі в процесі накопичення концентрату стає все тоншим. У концентраторах, в яких розпушування постілі здійснюється шляхом її здійснення висхідним потоком води, сегрегація відіграє другорядну роль. Натомість в цих апаратах відбувається класифікація зерен за крупністю, вимивання з постілі найбільш тонких важких частинок.

Визначальними параметрами процесу розділення у відцентрових концентраторах є також властивості середовища, в якому відбувається розділення. Вивчення закономірностей вільного і та стисненого руху мінеральних частинок в середовищі дозволяє вирішувати задачі підвищення якості розділення мінералів, вдосконалення апаратів і технологічних схем із застосуванням гравітаційних способів збагачення.

Механізм розділення частинок у відцентровому концентраторі вивчений слабо. Раніше в роботах [124,125] було показано, що ефективність гравітаційного збагачення визначається різницею потенційної

енергії мінеральної зависі до і після процесу розділення, а зміна потенційної енергії, в свою чергу, пропорційна відцентровому прискоренню, прикладеному до зависі (так звана «енергетична гіпотеза», що пояснює також механізм відсадки<sup>6</sup>).

Але до цього часу не розроблена прийнятна математична модель процесу гравітаційного збагачення у відцентрових концентраторах і не запропонована методика кількісного розрахунку швидкості руху частинок певного розміру та густини, що розділяються у відцентровому полі. Труднощі таких розрахунків дуже великі і пов'язані насамперед з тим, що режим падіння в рідині частинок тих розмірів, які нас цікавлять (від одиниць мікронів до одиниць міліметрів), є перехідним від ламінарного до турбулентного. На сьогодні ще слабо вивчений вплив гранулометричного та фракційного складу і гравітаційних характеристик компонентів мінеральної постілі на ефективність вилучення частинок високої густини, вплив мінералів проміжної густини. Не дослідженим залишається процес сегрегації частинок за крупністю і формою.

Найбільш відомими виробниками відцентрових концентраторів на сьогодні є канадські фірми «*Knelson Concentrators*» та «*Falcon Concentrators Inc.*». Концентратори «*Knelson*» працюють з конусними чашами, обладнаними рифлями, та мають періодичне розвантаження. Компанія «*Falcon Concentrators Inc.*» виробляє концентратори безперервної дії з чашею без рифлів. Саме такі концентратори успішно працюють при збагаченні танталових руд на канадській фабриці «*Танко*» та австралійській «*Уоджіна*» [126,127].

На фабриці «*Танко*» у відцентрові концентратори подається матеріал двох потоків крупністю – 0,0045 мм, що складає 80 мас. %, із загальним вилученням вільного танталу 54 %. Матеріал подається після проведеної рідкіснометалічної флотації на одному потоці, а на інший подавалися хвости гвинтових сепараторів. На фабриці «*Уоджіна*» відцентрові концентратори працюють на хвостах флотації крупністю – 0,075 мм (80 мас. %). Загальне вилучення складає 30 %. Застосування відцентрових концентраторів дозволило підвищити вилучення танталу і, тим самим, частково вирішити проблему втрат в шламах тонких танталових мінералів.

У Росії прикладом вдалого застосування відцентрової сепарації є одержання танталового концентрату із тонковкраплених руд на *ВАТ «Малишівське рудоуправління»* [128].

---

<sup>6</sup> Смирнов В. О. Гравітаційні процеси збагачення корисних копалин : навч. посіб. / В. О. Смирнов, В. С. Білецький ; Донец. нац. техн. ун-т, Донец. від-ня Наук. т-ва ім. Шевченка. – Донецьк : Сх. вид. дім, 2005. – 300 с.

## *Методи переробки чорнових концентратів та промпродуктів.*

Бідні і тонковкраплені тантал-ніобієві руди важко піддаються збагаченню. З метою забезпечення задовільного вилучення ніобію з руди (не нижче 70 %) на стадії збагачення механічними методами запропоновано обмежуватися одержанням чорнових концентратів і промпродуктів, які містять лише 2-15 %  $(\text{Nb}, \text{Ta})_2\text{O}_5$  [6]. Продукти подібного складу отримують шляхом збагачення пірохлорових, мікролітових, гатчетолітових, воджинітових та деяких інших руд. Такі продукти відрізняються своїм складом та містять також титан, рідкісноземельні метали, цирконій, іноді олово і вольфрам.

Вибір технологічної схеми збагачення і переробки бідних ніобієвих руд, промпродуктів та чорнових концентратів зумовлюється їх мінералогічним та хімічним складом; сполуками, які необхідно отримати в результаті переробки, та вимогами до їх чистоти [5]. Серед вивчених способів подальшої переробки чорнових концентратів і промпродуктів можна виділити хімічні методи, гідрометалургійні та відновлювальної плавки.

Вирішення проблеми переробки бідних (менше 8 % Nb+Ta) тантал-ніобієвих концентратів (за виключенням лопаритових [18]) шляхом прямого гідрохімічного розкриття мінеральними кислотами і лугами [129-131] виявилось нерентабельним внаслідок високого вмісту у сировині оксидів кремнію та алюмінію і, відповідно, необхідних для переводу цих оксидів в легкорозчинну форму великих витрат дорогих реагентів (наприклад, НВ). Крім того, низький вміст танталу і ніобію у сировині ускладнює наступну переробку розчинів (пульп) екстракцією.

Виключенням є запропонований Черняком А. С. [132] сульфатно-пероксидний спосіб. Цей спосіб розроблено та перевірено у напівпромисловому масштабі для різних тантал-ніобієвих промпродуктів збагачення, в тому числі бідного пірохлорового концентрату, отриманому із руд Мазурівського родовища [133]. Основні стадії цього процесу:

а) сульфатизація вихідного продукту концентрованою сірчаною кислотою при температурі 200-300 °С протягом 1-2 годин при витратах кислоти 1-2 т  $\text{H}_2\text{SO}_4$  на тонну промпродукту;

б) вилуговування продукту сульфатизації розчинами сірчаної кислоти (150-300 г/л) з додаванням перекису водню (10-30 г/л) за умови Т:Р = 1:(3-5) протягом однієї години. Сенс додавання  $\text{H}_2\text{O}_2$  полягає в утворенні танталом і ніобієм розчинних перекисних комплексів, наприклад  $\text{H}_2(\text{Nb}, \text{Ta})\text{O}_2(\text{O}_2)$ . Титан також утворює перексокомплекси, наприклад  $\text{H}_4\text{TiO}_3(\text{O}_2)$ . У присутності йонів флуору утворюються перексофлуоридні комплекси. Крім танталу, ніобію і титану, у розчини з проду-

кту сульфатизації переходять також залізо та інші домішки, в осад – циркон, кварц;

в) осадження гідроксидів ніобію і танталу. При нагріванні розчину протягом 2-3 годин при температурі 90-98 °С внаслідок розкладання перекисних комплексів осаджуються гідроксиди  $(\text{Nb,Ta})_2\text{O}_5 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ . Більша частина титану, перекисний комплекс якого є більш міцним, залишається у розчині. Прожарений осад містить приблизно 50-90 мас. %  $(\text{Nb,Ta})_2\text{O}_5$  в залежності від складу вихідного концентрату. Вилучення у хімічний концентрат складає 85-90 %. Замість осадження гідроксидів запропоновано і перевірено варіант вилучення та розділення танталу і ніобію із сульфатно-флуоридних розчинів методом екстракції триоктил-аміном [133].

Застосування до бідних концентратів та промпродуктів хіміко-металургійних способів переробки, що включають стадії спікання з вапняком [134], сульфатними [135,136] або кремнефлуоридними добавками [137], і наступного водного вилуговування є економічно більш привабливим, але з різних причин теж не отримало широкого промислового використання. Наприклад, технологія, що передбачає сульфатизацію сировини, освоєна промисловістю лише для переробки лопаритового концентрату [129]. До основних недоліків її слід віднести багатостадійність, громіздкість апаратурного оформлення, низьку стійкість апаратури до високоагресивного середовища, чутливість температурних режимів до типу породотвірних мінералів і мінералізації ніобію; труднощі, пов'язані з підготовкою спеченого продукту до вилуговування та вилучення радіоактивних елементів з продукту.

З інших методів переробки бідної ніобієвої сировини заслуговують уваги способи хлорування [138,139].

Один зі способів хлорування застосовується у промисловій практиці для переробки лопаритових концентратів, що містять, мас. %: 8,5-9,0  $(\text{Nb,Ta})_2\text{O}_5$  (при відношенні Nb:Ta = 15-17); 34,0-36,5  $\text{TiO}_2$ ; 28,0-31,0  $(\text{La,Ce...})_2\text{O}_3$ ; 6,0-8,0 CaO; 7,0-8,0  $\text{Na}_2\text{O}$ ; в невеликій кількості оксиди K, Sr, Al, Fe, а також 0,2-0,7  $\text{ThO}_2$ . Хлорування проводять в хлораторах шахтного типу з брикетованою шихтою або хлораторах з сольовим розплавом [140].

У першому випадку відновлювачем слугує нафтовий кокс, який подрібнюють, змішують з концентратом з додаванням у суміш в'язучих речовин – нафтового або кам'яновугільного пеку або сульфітно-целюлозного луку та брикетують. Хлорування брикетів ведуть у шахтних електропечах. Процес можна проводити за рахунок тепла реакцій хлорування.



У другому випадку тонкоподрібнений концентрат у суміші з коксом подається до розплаву хлористих солей, що кипить. В нижню частину хлоратора через фурми надходить хлор, який барботує через розплав. Хлорування проводять безперервно при температурі 950-1000 °С. Під час процесу хлорування зайвий розплав безперервно зливається через спеціальний канал та збирається у накопичувальнику, звідки прямує на вилучення рідкісноземельних металів. Перевага способу хлорування у сольовому розплаві у порівнянні з хлоруванням брикетованих шихт полягає у виключенні трудомісткого процесу приготування брикетів та їх прожарювання, а також високій швидкості хлорування та, відповідно, високій питомій продуктивності хлоратора [140,141].

Парогазова суміш (ПГС), що утворюється в процесі хлорування, містить хлориди ніобію і танталу, титану, заліза, алюмінію, кремнію, а також  $\text{CO}_2$ ,  $\text{CO}$ ,  $\text{COCl}_2$  (фосген),  $\text{Cl}$ ,  $\text{HCl}$ . На виході з хлоратора ПГС має температуру близько 750-800 °С. Для охолодження хлоридів застосовують розподільну систему, в якій послідовно здійснюється конденсація твердих хлоридів ніобію і танталу у пилових камерах при температурі 140-200 °С, а потім рідких хлоридів титану і кремнію у зрошувальних конденсаторах із зрошенням охолодженим  $\text{TiCl}_4$ . Одержані конденсати хлоридів переробляють гідролітичним або хлоридним способом [140].

Незважаючи на універсальність хлорного способу, який дозволяє відділити низькокиплячі хлориди ніобію і танталу від багатьох компонентів пустої породи, у ряді випадків його використання є економічно невиправданим (великі витрати хлору), або пов'язане з труднощами у розділі компонентів парогазової суміші. Зокрема, це стосується продуктів з високим вмістом мінералів цирконію (бадделеїт, циркон). Промпродукти, які містять лужні та лужноземельні елементи, що утворюють легкоплавкі хлориди, доцільно хлорувати у сольовому розчині. Якщо основна частина породотвірних мінералів представлена кварцом або польовошпат-амфіболітовими породами, треба віддати перевагу хлоруванню брикетованих шихт [138].

Способи хлорування дозволяють при відносно низьких температурах (673-1223 К) селективно переводити із сировини в газову фазу до 98-99 % ніобію і танталу. Але серйозним недоліком їх є складність апаратурного оформлення та висока його вартість, а також труднощі, пов'язані з утилізацією радіоактивних і хлорних відходів.

Сьогодні вимогам економічної і екологічної доцільності найбільше відповідає технологія, що передбачає на стадії збагачення концентрування ніобію і танталу в сплаві на основі заліза при відновлювальній плавці бідної сировини з вмістом  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  нижче 7-8 % [6]. Наступна оки-

сніувальна обробка рідкіснометалічного феросплаву передбачає переведення рідкісних металів в хімічний (оксидний) концентрат, придатний для переробки відомими гідрохімічними способами на дорогі тантал-ніобієві продукти – пентоксиди, флуорніобати, карбіди, чисті метали, сплави і т.п., або безпосереднє його використання у чорній металургії для легування сталі. Відновлювальна плавка є найбільш екологічно безпечним способом переробки ніобієвих промпродуктів, тому що використання агресивних хімічних реагентів у цьому випадку є мінімальним, або зовсім відсутнє. Крім того, під час плавки утворюється мінімальна кількість відходів.

Однією з головних переваг такої технології є її нечутливість до мінералогічного складу сировини і висока екологічна безпека за рахунок виведення в голову технологічної схеми основної частини кремнезему і радіонуклідів (якщо такі є в сировині) в шлак – компактний продукт, зручний для захоронення або подальшого використання. Спосіб полягає в концентруванні ніобію і танталу в сплаві з залізом (реально в чавуні), який отримують в результаті відновлення оксидів вуглецем (коксом) у електродуговій печі. Відновлення проводять при температурі 1500 °С. Якщо вихідний продукт не є самоплинним, то до шихти для одержання плинного шлаку додають флюси, наприклад, вапняк. Спосіб придатний для переробки бідних промпродуктів або шлаків збагачення, що містять менше 2,0 мас. %  $(\text{Nb,Ta})_2\text{O}_5$ . Додаткове збагачення досягається конвертуванням чавуну при 1250-1350 °С. В результаті продування розплаву повітрям можна одержати шлаки, що містять 6-12 %  $(\text{Nb,Ta})_2\text{O}_5$ , які є придатними для вилучення ніобію і танталу іншими способами хімічної переробки.

Напрямо по вилученню ніобію і танталу з бідної сировини з використанням методу плавки розвивається за кордоном [142,143]. Зокрема, ніобійвмісний чавун вперше було отримано з бідних перовськітових концентратів В. А. Резніченко і І. П. Бардіним [144], «карботермічний» і «алюмотермічний» фероніобій з некондиційних пірохлорових концентратів – Н. П. Лякішевим, Ю. Л. Плінером і Н. І. Суботіним [145]. В цих роботах було показано, що ніобій не тільки достатньо повно вилучається в чавун чи феросплави, але й може бути вилучений з них конвертуванням в збагачений продукт – шлак. Пірометричне отримання концентратів із шлаків і продуктів збагачення пірохлорових руд за схемою: плавка на чавун – конвертування чавуну досліджували Зверев Л. В., Сутирін Ю. Е., [146, 147], і Развозжаєв Ю. І. [148]. Досягнуте в цих роботах вилучення ніобію в чавун складало 95-98 %. Вилучення ніобію з чавуну в шлаки (з вмістом  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  від 1 до 64 мас.%) складало 97 % [146].

У промислового масштабу високотемпературне збагачення рідкіснометалічної сировини реалізоване сьогодні лише небагатьма зарубіжними фірмами [149,150]. Деталі технології, що включає відновлювальну плавку сировини на феросплави, зарубіжні фірми не розкривають.

Відомим є електрометалургійний спосіб дефосфорації пірохлор-апатитового промпродукту, який містить, %: 15,5  $\text{Nb}_2\text{O}_5$ ; 14,9  $\text{P}_2\text{O}_5$ ; 8,0  $\text{SiO}_2$ ; 26,2  $\text{CaO}$ ; 25,4  $\text{FeO}$ . Даний спосіб полягає у селективному відновленні фосфору сумісно з залізом вуглецем коксу. В результаті плавки з напівпродукту одержують багатий ніобієвий шлак. Ступінь дефосфорації складає 50-70 %. Для отримання ніобієвих феросплавів з задовільним вмістом фосфору з пірохлор-апатитових концентратів застосовують вуглецевотермічний спосіб виплавки сплаву з високим вмістом кремнію та алюмінію. За цим способом фосфор виділяється у газову фазу [1].

Відомі різновиди селективної плавки бідних тантал-ніобієвих руд родовища *Crevir* (Канада). Руду (0,17 %  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  і 0,02 %  $\text{Ta}_2\text{O}_5$ ) спочатку збагачують гравітаційним способом і магнітною сепарацією. Ніобій і тантал концентрують у немагнітній фракції. Концентрат містить 21 % пірохлору, 18 % циркону, 18 % ільменіту, 16 % апатиту, 12 % альбіту, 18 % піриту та 5 % магнетиту. Шихту, яка складається з концентрату, коксу і залізної стружки плавлять при 1550-1700 °С, та одержують фероніобій з 20 %-им вмістом карбідів ніобію і танталу. В якості флюсу використовують кварцит (для зниження активності цирконію) та вапно. Обробкою такого попередньо подрібненого сплаву сірчаною кислотою у розчин переводять залізо, а карбіди ніобію і танталу залишаються у нерозчиненому осаді. Потім проводять окиснювальне випалювання карбідів при 800 °С протягом 30 хвилин та одержують штучний концентрат (80 %  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  і 8 %  $\text{Ta}_2\text{O}_5$ ) [151].

Для Білозимінського рідкіснометалічного родовища в Іркутській області (Росія) розроблено проект переробки багатих ділянок апатит-ніобієвих руд, яким передбачається двостадійна металургійна переробка руди. Це дозволяє звільнитися від фосфору, та перевести радіоактивні елементи в нерозчинні шлаки з наступним захороненням їх під відвалами кар'єру. Цим забезпечується збереження природного радіоактивного фону [152].

Перспективність використання пірозбагачення бідної танталової сировини була показана в спільних розробках Інституту металургії *УрВ РАН* і *ВНИИХТ* [153]. Перевірка технології в лабораторних, напівпромислових і промислових умовах показала, що при карботермічній плавці деяких видів бідних (0,3-1,5 мас.% Та) російських і казахських рудних концентратів та промпродуктів, представлених мінералами колумбіт-мікролітового і колумбіт-танталітового рядів, та наступної окислю-

вальної обробки рідкіснометалічного сплаву на основі заліза сумішами карбонатів і сульфатів натрію в хімічні концентрати вилучається більше 90 % танталу і ніобію. При цьому передбачається супутнє вилучення й інших цінних елементів.

\*\*\*

Великий обсяг науково-дослідних робіт з вивчення збагачуваності бідних тонковкраплених пірохлорових руд, у тому числі єдиного в Україні Мазурівського родовища руд рідкісних металів, проведений в попередні роки, не призвів до створення раціональної, економічно вигідної технології переробки, яка забезпечила б високе вилучення пірохлору.

Традиційні гравітаційні методи збагачення бідних тонковкраплених пірохлорових руд не забезпечують достатньо високого вилучення металів у чорнові концентрати; якість концентратів залишається низькою, а втрати металу досить значними. Однією з основних причин високих втрат пірохлору з хвостами гравітаційного збагачення є схильність мінералів до переподрібнення та перехід зерен в дрібні класи. Втрати танталу і ніобію за рахунок тонких класів сягають 30 % і більше.

Флотаційні методи збагачення тонких класів пірохлорових руд добре вивчені, але також не забезпечують високих показників вилучення пірохлору. При флотаційному збагаченні для отримання пірохлорового концентрату необхідне застосування складного реагентного режиму, особливо при селекції колективного пірохлор-цирконового концентрату (щавлева і сірчана кислоти, екзотичний реагент купферон і т.п.), а втрати реагентів є досить значними; досить проблематична організація ефективної очистки стічної води у зв'язку з таким же складним реагентним режимом, у т.ч. присутність жирних органічних кислот. Ускладнення в застосуванні флотації викликані підвищеною кількістю гідроксидів заліза та глинистих мінералів на поверхні часток пірохлору.

Аналіз відомих робіт по збагаченню руд Мазурівського родовища показує, що показники збагачення є досить низькими: вилучення пірохлору, як правило, не перевищує 25-40 %, а при напівпромислових випробуваннях склало всього 9 %. Застосування традиційних методів підготовки руди до збагачення призводить як до значних енергетичних витрат, так і до утворення великої кількості рудних шламів, що втрачаються під час подальшого збагачення. Для рідкіснометалічних руд, які належать до тонковкрапленої сировини, така технологія у багатьох випадках є непридатною, так як навіть при дуже тонкому подрібненні вона не забезпечує необхідного розкриття мінералів.

Враховуючи зростаюче погіршення якості сировини, підготовка руди стає стримуючою ланкою в освоєнні переробки тонковкраплених руд (у тому числі рідкіснометалічних) [154, 155].

Пріоритетність такого напрямку досліджень, як вдосконалення рудопідготовки для важкозбагачуваних рідкіснометалічних руд зумовлена можливістю одержання економічного ефекту завдяки застосуванню селективних способів розкриття руд.

Основним критерієм інтенсифікації підготовки рідкіснометалічної руди до збагачення є підвищення подальшого вилучення металів. Крім того, розробка оптимального способу підготовки руди повинна забезпечити зменшення шламоутворення та підвищенню концентрації супутніх компонентів у товарних концентратах, що є додатковим критерієм ефективною дезінтеграції мінеральної сировини.

До перспективних методів збагачення тонкозернистих ніобій-вмісних руд можна віднести метод відцентрового збагачення, який широко застосовується у світовій золотовидобувній промисловості. Певний досвід відцентрового збагачення тантал-ніобієвих руд тонких класів крупністю -0,45 та -0,075 мм існує на збагачувальних фабриках «*Танко*» (Канада), «*Уоджин*» (Австралія) та *Малишевського рудоуправління* (Росія).

#### *Література до розділу 1:*

1. Зеликман А.Н., Коршунов Б.Г., Елютин А.В., Захаров А.М. Ниобий и тантал. – М.: Металлургия, 1990. – 296 с.
2. Ниобийсодержащие низколегированные стали / Хайстеркамп Ф., Хулка К., Матросов Ю.И. и др. – М.: СП «Интермет Инжиниринг», 1999. – 94 с.
3. Шпилевой Л., Шпилевой К. Ниобий // Металл. – 2001. – № 8. – С. 32–36.
4. Эпштейн Е. М., Усова Т.Ю., Данильченко Н.А. и др. Ниобий России: состояние, перспективы освоения и развития минерально-сырьевой базы // Минеральное сырьё: Серия геолого-экономическая. – М.: Изд. ВИМС. – 2000. – № 8. – 103 с.
5. Рідкісні метали України – погляд у майбутнє / Під ред. Л.С. Галецького. – К.: Ін-т геол. наук НАН України, 2001. – 117 с.
6. Зеликман А.Н. Металлургия тугоплавких редких металлов. – М.: Металлургия, 1986. – 440 с.
7. Зеликман А.Н., Коршунов Б.Г. Металлургия редких и цветных металлов. – М.: Металлургия, 1991. – 432 с.
8. Боярко Г.Ю. Динамика мирового производства и товарных потоков ниобиевого сырья // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. – 2019. – Т. 330. – № 10. – С. 216–229.
9. Paraiso- Fo O.D.S., Fuccio R., Betz E.W. Mining, ore preparation and niobium-based materials production at Arax, Brazil // High Temperature Materials and Processes. – 1993. – V. 11. – No 1–4. – P. 119–138.

10. The Catalao I niobium deposit, Central Brazil: Resources, geology and pyrochlore / P.F.D.O. Cordeiro, Brod J.A., Palmieri M. et al. // *Ore Geology Reviews*. – 2011. – V. 41. – № 1. – P.112–121.
11. Dufresne C., Goyette G. The production of ferroniobium at the Niobec mine // *Niobium, Science and Technology: Proceedings of the International Symposium Niobium 2001*. – Orlando, FL, United States. 2001. – Code 62351. – P. 29–35.
12. Sutton J.A. Columbium and tantalum // *Minerals yearbook metals, minerals, and fuels 1971*. U.S. Geological Survey. – 1971. – P. 449–459. URL: <http://images.library.wisc.edu/EcoNatRes/EFacs2/MineralsYearBk/MinYB1971v1/reference/econatres.minyb1971v1.jsutton.pdf> (дата обращения: 15.04.2019).
13. U.S. Geological Survey (USGS). Available at: <http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/tin/index.html#mcs> (accessed 15 May 2019).
14. British Geological Survey (BGS). Available at: <http://www.bgs.ac.uk/mineralsuk/statistics/worldStatistics.html> (accessed 15 May 2019).
15. Зубынин Ю.Л., Чистов Л.Б. Важнейшие промышленные типы руд редких металлов и проблемы их комплексной технологической оценки. – В кн.: *Современные методы анализа минерального сырья в редкометалльной промышленности*. – М., 1982. – С. 7–14.
16. Елютин А.В., Чистов Л.Б., Эпштейн Е.М. Проблемы освоения минерально-сырьевой базы ниобия // *Минеральные ресурсы России*. – М., 1999. – № 3. – С. 22–29.
17. Controls on the concentration of zirconium, niobium, and the rare earth elements in the Thor Lake rare metal deposit, Northwest Territories, Canada / E.R. Sheard, A.E. Williams Jones, M. Heiligmann, C. Pederson, D.L. Trueman // *Economic Geology*. – 2012. – V. 107. – No 1. – P. 81–104. DOI: 10.2113/econgeo.107.1.81.
18. Афанасьев Б. В., Бичук Н.И., Дайн А.Д., Жабин СВ., Каменев Е.А. Минерально-сырьевая база Мурманской области // *Минеральные ресурсы России*. 1997. – № 3. – С.2–5.
19. Араха niobium mine, *Mining magazine*, 1982. – vol. 147 № 2, P. 134—147.
20. Минеральное сырье. Ниобий и тантал / *Справочник*. М.: ЗАО «Геоинформ-марк», 1998. – 63 с.
21. Genesis of the Bayan Obo Fe-REE-Nb formation in Inner Mongolia, North China Craton: a perspective review / X. Yang, X. Lai, F. Pirajno, Y. Liu, L. Mingxing, W. Sun // *Precambrian Research*. – 2017. – V. 288. – P. 39–71. DOI: 10.1016/j.precamres.2016.11.008.
22. Соликамский магниевый завод. Годовой отчет ОАО «Соликамский магниевый завод» за 2017 год. – Соликамск: ОАО «СМЗ», 2018. – 91 с. URL: [http://смз.рф/raport/2018/itog2017/godovoj\\_otchet\\_smz\\_2017\\_final\\_dlja\\_sajta.pdf](http://смз.рф/raport/2018/itog2017/godovoj_otchet_smz_2017_final_dlja_sajta.pdf) (дата обращения: 15.04.2019).
23. Боярко Г.Ю., Хатьков В.Ю. Добыча ниобия в России // *Известия Томского политехнического университета*. – 2004. – Т. 307. – № 1. – С. 149–153.
24. Geology, geochemistry and genesis of the Bonga carbonatite type niobium deposit, Angola / Y. Zhang, X. Gu, Y. Peng, L. Zheng, Y. Zhang, H. Gao, S. Dong // *Earth Science Frontiers*. – 2014. – V. 21. – No 5. – P. 50–68. DOI: 10.13745/j.esf.2014.05.006.

25. Steenfelt A. High technology metals in alkaline and carbonatitic rocks in Greenland: recognition and exploration // *Journal of Geochemical Exploration*. – 1991. – V. 40. – No 1–3. – P. 263–279. DOI: 10.1016/0375–6742(91)90042 S.
26. Khster D. Granitoidhosted Ta mineralization in the Arabian Nubi an Shield: Ore deposit types, tectonometallogenic setting and petrogenetic framework // *Ore Geology Reviews*. – 2009. – V. 35. – No 1. – P. 68–86. DOI: 10.1016/j.oregeorev.2008.09.008.
27. Шраменко И.Ф., Стадник В.А., Осадчий В.К. Геохимия карбонатитов Украинского щита. – К.: Наук. Думка. – 1992. – 212 с.
28. Кривдик С.Г., Ткачук В.И. Петрология щелочных пород Украинского щита / Кривдик С.Г., АН УССР. Ин-т геохимии и физики минералов. – К.: Наукова думка, 1990. – 408 с.
29. Войновський А.С., Гурський Д.С., Калінін В.І., та ін. Провідні рудно-формаційні типи ендегенних родовищ кольорових рідкісних та благородних металів докембрію України // *Мінеральні ресурси України*. – 2002. – № 3. – С. 6–10.
30. Волкова Т.П., Попов Р.В. Особенности размещения тантал-ниобиевого оруденения в Октябрьском массиве / Благородные и редкие металлы: Труды Четвертой международной конференции «Благородные и редкие металлы. БРМ–2003», Донецк, 22–26 сентября 2003. – Донецк, 2003. – С. 186–188.
31. Коваль Е.М., Стрекозов С.Н., Загнитко В.Н., Луговая И.П. Карбонатные породы Октябрьского щелочного массива (Украинский щит) // *Изв. АН СССР. Сер. Геол.* – 1981. – № 7. – С. 128–133.
32. Кириченко С.П. Особливості геолого-структурної позиції Суццано-Пержанської тектоно-металогенічної зони та її положення в межах Українського щита / *Сучасні економічні можливості ... К.* – 2005. – С.144–148.
33. Ісаков Л.В., Бобров О.Б., Стрекозов С.М. Перспективи Західного Приазов'я на рідкісні метали та кварц-польовошпатову сировину, пов'язані з пегматитами / *Сучасні економічні можливості ... К.* – 2005. – С. 135–138.
34. Загнітко В.М., Матвійчук М.В., Кривдік С.Г. Генетичні типи та масштаби рідкіснометалічного зруденіння в ендегенних формаціях України / *Сучасні економічні можливості... К.* – 2005. – С. 103–108.
35. Зубынин Ю.Л., Чистов Л.Б., Охрименко В.Е., Юфряков В.А., Акоева Е.К. Комбинированные химико-обогащительные методы – главное направление комплексной переработки редкометалльных руд. – В кн.: Новые процессы в комбинированных схемах обогащения полезных ископаемых, М.: Наука, 1989. – С. 59–68.
36. Карнаухов Н.М. Технология доводки коллективных концентратов с помощью электрической сепарации. – М.: Недра, 1966. – 166 с.
37. Остапенко П.Е., Петров И.М. О применении магнитной сепарации для обогащения редкометалльных руд // *Цветные металлы*. – 1989. – № 6. – С. 118–121.
38. Зубков Л.Б., Прозорова М.В. Технологическая минералогия редкометалльных руд, приуроченных к зонам метасоматоза щелочных гранитоидов. – В кн.: Проблемы направленного изменения технологических и технических свойств минералов. – Л., 1985. – С. 55–67.
39. Охрименко В.Е., Зубынин Ю.Л., Ветров И.С., Шипова Г.Ф., Юшко Н.Г. Разработка технологии извлечения ниобиевых минералов из коренных вкрапленных карбонатитов. – В кн.: Вещественный состав, добыча и обогащение руд редких металлов, М., 1985. – С.101–110.

40. Соколов Ю.Ф., Быков Ю.А., Пожарицкая Л.К. и др. Технология обогащения и химическая переработка карбонатитов руд Белозиминского месторождения: Отчет о НИР / ВИМС. – М., 1985. – 410 с.
41. Соколов Ю.Ф., Быков Ю.А., Тютюнник Н.Д. и др. Рекомендации к технологическому регламенту для разработки ТЭО постоянных кондиций тантало-ниобиевых руд Улуг-Танзекского месторождения: Отчет о НИР / ВИМС. – М., 1987. – 368 с.
42. Соколов Ю.Ф., Волова М.Л., Быков Ю.А. и др. Полупромышленные технологические испытания редкометалльных руд месторождения Белая Зима (смешанная проба зоны 9, проба зоны 14): Отчет о НИР / ВИМС. – М.: Наро-Фоминск, 1988. – 503 с.
43. Соколов Ю.Ф., Петрова Н.В., Быков Ю.А. и др. Проведение подготовительных работ к полупромышленным технологическим испытаниям пробы руды Южного участка Катугинского месторождения: Отчет ВИМС. – М.: Наро-Фоминск, 1988. – 368 с.
44. Соколов Ю.Ф., Тютюнник Н.Д., Быков Ю.А. и др. Полупромышленные технологические испытания редкометалльных руд месторождения Улуг-Танзек (проба УТ–30): Отчет ВИМС. – М.: Наро-Фоминск, 1988. – 451 с.
45. Эпштейн Е.М., Данильченко Н.А., Постников С.А. Геология Томторского уникального месторождения редких металлов (север Сибирской платформы) // Геология рудных месторождений. – Т. 36. – М., 1994. – № 2. – С. 83–110.
46. Чистов Л.Б., Михейкин В.И., Милованова Л.А., Кондратьев СИ. Технологические свойства редкометалльных минералов одного из пегматитовых месторождений Африки. – В кн.: Вещественный состав, добыча и обогащение руд редких металлов. – М., 1985. – С. 36–43.
47. Чистов Л.Б., Юшко Н.Г. Охрименко В.Е. Минералогическое прогнозирование оптимальной технологии обогащения руд коры выветривания карбонатитов, ее технологических показателей и направление металлургической переработки концентратов. – В кн.: Вещественный состав, добыча и обогащение руд редких металлов. – М., 1985. – С. 76–86.
48. Годовиков А.А. Минералогия. – М.: Недра, 1983. – 233 с.
49. Заярный А. А. Повышение эффективности обогащения труднообогатимых тантало-ниобиевых руд на основе центробежной сепарации (на рудах месторождения "Липовый Лог"): Дисс. ...канд. техн. наук: 25.00.13 / ЧГУ. – Чита, 2004. – 160 с.
50. Аникин М.Ф. Исследование процесса и параметров винтовых сепараторов при обогащении оловянных и тантало-ниобиевых руд: Дисс. ...канд. техн. наук / Иргиредмет. – Иркутск, 1967. – 126 с.
51. Фишман А.М., Соболев Д.С. Практика обогащения руд цветных и редких металлов. – Т. 4. – М., 1968. – 334 с.
52. Химическая технология лопаритового концентрата. – Апатиты, 1997. – № 3. – 65 с.
53. Canadian Mining and Metallurgical Bulletin/ 1956. № 532.
54. Стратегия использования и развития минерально-сырьевой базы редких металлов России в XXI веке // Тезисы докладов Международного симпозиума, 5–9 октября 1998 г. – М.: ВИМС, 1998. – 384 с.
55. Свод показателей работы горных предприятий металлургической промышленности за 1990–1997 г.г. / Справочник. Екатеринбург: УрО РАН, 1998. – 279 с.



56. Fucio Jr.R., Faria Sousa C.A. The production of ferro-niobium in an electric arc furnace at CBMM // Proceedings of international Symposium on Tantalum and Niobium. Goslar, Germany. – 1995/ – P. 3–7.

57. Schabas W. Teck and Soquem cut ribbon on a unique — Canad. Min. J., 1976, vol. 97, № 7, p. 10—17.

58. Стратегия использования и развития минерально-сырьевой базы редких металлов в России в XXI веке. Тез. Докл. Международного симпозиума, 5–9 октября 1998 г. / М.: ВИМС, 1998. – 384 с.

59. Чумарев В. М., Красиков С. А., Удоева Л. Ю., Тимофеев М. В. Химико-металлургическое извлечение тантала и ниобия из бедного сырья // Химия и металлургия: Межрегиональная специализированная выставка – конференция. – Екатеринбург, 2004. – С. 43.

60. Дробот Д.В., Чуб А.В., Крохин В.А., Мальцев Н.А. Проблемы применения хлорных методов в металлургии редких металлов. – М.: Металлургия. – 1991. – 191 с.

61. Андреев П.И. и др. Разработка биохимического метода обогащения алюминийсодержащих руд: Отчет о НИР / ИМР. – Симферополь, 1975. – 115 с.

62. Білецький В.С., Смирнов В.О. Технологія збагачення корисних копалин. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2003. – 272 с.

63. Польшин С.И. Обогащение руд и россыпей редких и благородных металлов. М.: Недра, 1987. – 434 с.

64. Ветров И.С., Чистов А.А., Подвиженский Н.С., Локтева Г.Н. Изучение технологических возможностей комбинированной магнитно-флотационной схемы доизвлечения лопарита. – В кн.: Комплексная переработка и обогащение минерального сырья. – М., 1986. – С. 73–76.

65. Магнитные, электрические и специальные методы обогащения полевых ископаемых: учебник для вузов. В 2 т. / В.В. Кармазин, В.И. Кармазин. – М.: Издательство государственного горного университета, 2005. – Т. 1. Магнитные и электрические методы обогащения полезных ископаемых. – 669 с.

66. Ломовцев Л.А., Кравец Б.А., Давыдова Ю.А. Оборудование для магнитного обогащения слабомагнитных руд за рубежом / Сер. Обогащение руд. Обзорная информация. ЦНИИ информации и технико-экономических исследований черной металлургии. – М., 1985. – 98 с.

67. Шпилевой К.Л., Мостика Ю.С. Технология переработки нефелин – полевошпатовых хвостов Мазуровского месторождения / 5 Конгресс обогатителей стран СНГ: Материалы конгресса. – М.: Альтекс, 2005. – Т. 3. – С. 167–168.

68. Шпильовий К.Л. Сучасний стан теорії і практики збагачення та переробки бідних ніобієвих руд / Збагачення корисних копалин // 2016. – № 63(104). – С. 1–14.

69. Тихонов О.Н., Назаров Ю.П. Теория и практика комплексной переработки полезных ископаемых в странах Азии, Африки и Латинской Америки. – М.: Недра, 1989. – 185 с.

70. Трошкина А. Б., Черникова С. М., Матиас В. В. Изучение действия растворов кислот и щелочей на пироклор и колумбит-танталит // Минеральное сырье. – М.: Недра, 1970. – Вып. 19. – С. 41–48.

71. Соляно-кислотное разложение тонкоизмельченного лопаритового концентрата / В. Б. Петров, А.И. Николаев, Н. В. Зоц, В. Э. Лейф, Ю. Г. Бычгина // Химическая технология. – 2003. – № 5. – С. 29–32.

72. Сурнин И.И. Получение цирконового концентрата // Цветные металлы. – № 3. – С. 50–52.
73. Зив Е.Ф., Мамонтова Л.Н. Изучение вещественного состава и разработка схемы обогащения крепких комплексных руд Ждановского месторождения: Отчет о НИР / Гиредмет. – М., 1957. – 68 с.
74. Зубков Л.Б., Прозорова М.В., Акоева Е.К. и др. Оценка минерально-технологических перспектив комплексной переработки ниобий-циркониевых руд Октябрьского месторождения: Отчет о НИР / Гиредмет. – М., 1984. – 124 с.
75. Смирнов В.К., Развозжаев Ю.И., Михайлова Г.А. Технологические исследования рыхлых руд Ждановского месторождения: Отчет о НИР / Иргиредмет. – № 1–12–57. – Иркутск, 1958. – 92 с.
76. Лавринович М.И. Разработка технологической схемы комплексного обогащения крепких руд Ждановского месторождения: Отчет о НИР / Механообр. – № 61. – Л., 1957. – 112 с.
77. Кропанев С.И. Клячин В.В. Изучение обогатимости ильменитсодержащих руд Ждановского месторождения с целью их технологической оценки: Отчет о НИР / Уралмеханообр. – № 277. – Свердловск, 1955. – 76 с.
78. Бажанова А.П., Пономарев В.Д., Фатеева З.Т., Кабульникова С.Л., Писмарева В.А. О способах химического разделения богатого коллективного цирконо- ниобевого- танталового концентрата // Сб. трудов “Металлургия и обогащение”. – вып. 2. – Алма-Ата.: КазПТИ, 1966. – С. 69–74.
79. Попов Р.Л. и др. Технологическая и экономическая оценка получения нефелин-полевошпатовых и полевошпатовых концентратов из руд Мазуровского месторождения: Отчет о НИР / ИМР. – № 091. – Симферополь, 1992. – 37 с.
80. Шаповалов Г.М. и др. Изучение обогатимости выветрелых и смешанных руд балки Мазурова Ждановского месторождения: Отчет о НИР / ИМР. – Симферополь, 1964. – 283 с.
81. Кропанев С.И. Клячин В.В. Уточнение технологии обогащения крепких ниобиево-циркониевых руд Ждановского месторождения на пробе из глубоких горизонтов: Отчет о НИР / Уралмеханообр. – № 23–57. – Свердловск, 1957. – 135 с.
82. Попов Р. Л. Результати мінералогічних та технологічних досліджень руд Мазурівського родовища та рідкісноземельних руд України: Звіт про НДР / КВ УкрДГРІ. – № 343; № ГР 0197009822. – Симферополь, 2002. – 138 с.
83. Тихонов С.А. и др. Усовершенствование схемы флотационного обогащения тонковкрапленных пироклороцирконовых руд: Отчет о НИР / ИМР. – № 3.1/400(28); ГР 168–4/84. – Симферополь, 1972. – 86 с.
84. Шаповалов Г.М., Быков Ю.А. и др. Изучение вещественного состава и разработка схемы обогащения пироклоро-цирконовых руд Октябрьского месторождения: Отчет о НИР / ИМР. – Симферополь, 1968. – 155 с.
85. Попов Р.Л. Технологический регламент для составления ТЭО временных кондиций по Мазуровскому месторождению: Отчет о НИР / ИМР. – № 111. – Симферополь, 1988. – 175 с.
86. Тихонов С.А. и др. Изучение вещественного состава и технологических особенностей 25 малообъемных проб руд Мазуровского месторождения: Отчет о НИР / ИМР. – № 59/80–8. – Симферополь, 1985. – 125 с.
87. Шпильовий К. Л. Обґрунтування напрямків технологічних досліджень по збагаченню бідної руди Мазурівського рідкіснометалічного родовища // Збагачення кориних копалин. – Вип. 61(102). – 2015. – С. 29–37.

88. Шпилевой К.Л. К вопросу о сырьевой базе ниобиевого производства в Украине // Вісник Криворізького технічного університету. – 2006. – Вип. 14. – С. 69–74.
89. Попов Р. Л., Тихонов С. А., и др. Изучить вещественный состав и разработать принципиальную схему переработки руд Мазуровского месторождения после их предварительного обогащения с получением пирохлорового, цирконового и полевошпатового концентратов: Отчет о НИР / ИМР. – № 020. – Симферополь, 1987. – 237 с.
90. Чистов Л. Б. Исследование и разработка технологии комплексной переработки коренных руд Мазуровского месторождения с получением полевошпатового и циркониевого концентратов, технических оксидов редких металлов, РЗЭ технической чистоты и сырья для производства поликремния: Отчет о НИР / ФГУП ГИРЕДМЕТ. – Москва, 2004. – 126 с.
91. Разработка технологии обогащения комплексных руд Мазуровского месторождения: Отчет о НИР / Механобрчермет. – № ГР 0193 017475; инв. № 086311/17–93. – Кривой Рог, 1994. – 100 с.
92. Гамалинский А. И., Ивашутин Д.Д. Технико –экономический доклад о целесообразности детальной разведки на Мазуровском месторождении с обоснованием временных кондиций: Отчет о НИР / ИМР ДОМП. – Донецк, 1990. – 242 с.
93. Литвинцев Э.Г. Результаты исследований радиометрической обогатимости редкометалльных руд Мазуровского месторождения. – М.: ВИМС, 1988. – 34 с.
94. Требования к изучению радиометрической обогатимости минерального сырья при разведке месторождений металлических и неметаллических полезных ископаемых / ГКЗ. – Москва, 1993. – 26 с.
95. Рябкин В.К. Крупнопорционная сортировка как ключевой процесс высокоэффективных технологий // Разведка и охрана недр. – 1998. – № 11. – С. 22–24.
96. О развитии работ по созданию новых способов дробления и измельчения твердых материалов и оборудования для этих способов / Доклад Временной научно-технической комиссии Государственного комитета СССР по науке и технике . – М., 1985. – 136 с.
97. Ревнивцев В.И. О рациональной организации процесса раскрытия минералов в соответствии с современными представлениями физики твердого тела. – В кн.: Совершенствование и развитие процесса подготовки руд к обогащению. – Л., 1975. – С. 153–169.
98. Хопунов Э.А. Некоторые методологические аспекты изучения процессов раскрытия руд. – В кн.: Совершенствование процессов рудоподготовки. – Л.: Изд. Механобр. – 1980. – С. 116–120.
99. Фалей Е.А. Исследование закономерностей и разработка технических решений турбулизационной центробежной сепарации минерального сырья: Дисс. ... канд. техн. наук: 25.00.13. – Екатеринбург, 2014. – 175 с.
100. Shpylovyi K.L. Technique and technology of rare-metal ores desintegration and gravity-based beneficiation / K.L. Shpylovyi, L.V. Shpylovyi, V.S. Biletskyi, O.I. Komarova // Збірник наукових праць. Серія: Галузеве машинобудування, будівництво / ПолтНТУ ім. Юрія Кондратюка; голов. ред. С.Ф. Пічугін. – Полтава : ПолтНТУ, 2017. – Вип. 1 (48). – С. 273–289.
101. Ангелова СМ., Гондаревская Г. Д., Левченко Е.Н. Магнитная сепарация тонких классов слабомагнитных минералов. – В кн.: Комплексная переработка и обогащение минерального сырья. – М., 1986. – С. 61–63.

102. Воликов Ю.А. Повышение эффективности процесса высокоградиентной мокрой магнитной сепарации тонкоизмельченных слабомагнитных минералов: Автореф. дис. канд. техн. наук / Л., 1984. – 26 с.
103. Петров И.М. Магнитный анализ слабомагнитных руд и продуктов обогащения / Методические указания. – М.: ВИМС. – 1990. – 32 с.
104. Черняк А. С. Химическое обогащение руд. – М.: Недра. – 1987. – 224 с.
105. Муленко В.Н., Петрова Н.В., Сутырин Ю.Е., Зубарев В.И., Журкова З.А., Барсукова З.С, Михайлова Н.С. Создание новых технологических решений при переработке бедных и труднообогатимых руд // Цветные металлы. – 1993. – № 9. – С.56–59.
106. Троянker Л.С., Акoева Е.К., Никонов В.Н., Юшко Н.Г. Переработка черновых ниобиевых концентратов комбинацией методов азотнокислого выщелачивания и обогащения. – В кн.: Вещественный состав, добыча и обогащение руд редких металлов. – М., 1985. – С. 138–143.
107. The Interactions between Ta-Nb Ferroalloys and Sulfate-Carbonate Melts / V. Chumarev, S. Krasikov, M. Timofeev, O. Savushkina, V. Maryevich, // Z. Naturforsch, 2001. V. 56 a. P. 725–729.
108. Красиков С. А. Физико-химические свойства и процессы в оксидных и металлических системах, содержащих тантал, ниобий, олово: Дисс. д-ра техн. наук: 02.00.04. – Екатеринбург, 2005. – 281 с.
109. Шпилевой К.Л. Разработка принципов технологии плазменно-дуговой переработки бедных редкометаллических концентратов // Вісник Криворізького технічного університету. Збірник наукових праць. Випуск 18 // Кривий Ріг. – 2007, – с. 109–112.
110. Шпилевой К.Л., Костецкий Ю.В. Переработка некондиционных редкометалльных продуктов // Научно-технический сборник «Разработка рудных месторождений». Выпуск №1(90) // Кривой Рог, – 2006, – с. 122–124.
111. Акопова К.С., Солнцева Л.С., Лихонина Е.В., Солнцев Б.П. Направленное изменение технологических свойств минералов путем воздействия на них ультразвука и радиации. – В кн.: Исследования по интенсификации процессов обогащения оловянных и редкометалльных руд: Сб. научн. трудов. – М., 1983. – С. 98–117.
112. Добровольская Н.В., Петров И.М. и др. Разработка оптимальных режимов термического и химического воздействия на магнитные характеристики минералов с целью направленного изменения их технологических свойств (на примере редкометалльных месторождений): Отчет о НИР / ВИМС. – М., 1988. – 279 с.
113. Ревнивцев В.И. О теоретических основах направленного изменения технологических и технических свойств минералов при первичной обработке полезных ископаемых. – В кн.: Проблемы направленного изменения технологических и технических свойств минералов. – Л., 1985. – С. 4–16.
114. Соколов Ю.Ф., Косыгин В.Б. Влияние обжига на процесс магнитной сепарации черновых тантало-ниобиевых концентратов. – В кн.: Обогащение руд редких металлов. – М.: Недра, 1967. – С. 159–173.
115. Соколов Ю.Ф. Термическая подготовка как способ интенсификации магнитной сепарации слабомагнитных минералов комплекса черновых тантало-ниобиевых концентратов: Автореф. дисс. канд. техн. наук / М., 1967. – 31 с.

116. Чантурия Е.Л., Тютюнник Н.Д., Богидаев С.А. Влияние электрохимической обработки на физико-химические, флотационные и магнитные свойства минералов редкометалльных руд // Обогащение руд. – 1988. – № 3. – С. 52–56.
117. Петров И.М. Повышение эффективности переработки и извлекаемой ценности редкометалльных руд на основе оптимизации параметров и глубины обогащения минеральных компонентов: Дисс. ...д-ра техн. наук. – М.: МГТУ, 2002. – 390 с.
118. Районов Г.В., Ревнивцев В.И. К вопросу об оптимизации процессов измельчения // Обогащение руд. – 1985, № 2. – С. 2–5.
119. О развитии работ по созданию новых способов дробления и измельчения твердых материалов и оборудования для этих способов. Доклад Временной научно-технической комиссии Государственного комитета СССР по науке и технике. – М., 1985. – 136 с.
120. Ревнивцев В.И. О рациональной организации процесса раскрытия минералов в соответствии с современными представлениями физики твердого тела. – В кн.: Совершенствование и развитие процесса подготовки руд к обогащению. – Л., 1975. – С. 153–169.
121. Ревнивцев В.И. О фундаментальных исследованиях в области обогащения полезных ископаемых. – В кн.: Переработка труднообогатимых руд. Теория и практика. – М.: Наука, 1987. – С. 4–16.
122. Звягин Б.М. и др. К теории дробления горных пород. О раскрытии зерен минералов при мелком дроблении. – М.: Изв. АН СССР, ОТН, 1950. – № 7. С. 17–23.
123. Богданович А. В., Федотов К. В. Основные тенденции развития техники и технологии гравитационного обогащения песков и тонковкрапленных руд // Горный журнал. – 2007. – № 2. – С. 51 – 57.
124. Богданович А. В. Разделение минеральных частиц в центробежных полях – обогатительная технология будущего // Горный журнал – 1997. – № 4. – С. 43–48.
125. Богданович А.В., Базилевский А.М. Разделение в центробежном поле взвешенных в жидкости частиц в псевдостатических условиях // Обогащение руд. – 1992. – № 3–4. – С. 61–69.
126. Burt R. O. Tantalum Mining Corporations gravity concentrator Recent Developments. Bull. Can. Inst. Min. and Metall. 1979. – 72 Sept. v. 103–108.
127. Cetco Capital Equipment and Technology Corporation. January 31.2001. Datny Ashfond. Stc. 470-Houston, Texas 77077-USA.
128. Кудрин В.С., Рожанец А.В., Чистов Л.Б. и др. / Тантал России: состояние, перспективы освоения и развития минерально-сырьевой базы // «Минеральное сырье». Серия геолого-экономическая. – № 4. – М.: ВИМС, 1999. – 90 с.
129. Калинин В.Т., Николаев А.И., Склокин Л.И. Гидрометаллургическая переработка лопаритового концентрата // Цветные металлы. – 2001. – № 12. – С. 96–98.
130. Переработка сырья и производство основных видов редкометаллической продукции: Обзорная информация / Цыганкова Г.В., Рубайлова К.М. // Сер. «Пр-во редких металлов и полупроводн. материалов». – М.: ЦНИИ цветмет экономики и информации, 1988. – Вып. 3. – 64 с.
131. Крошина А.Б., Черникова С.М., Матиас В.В. Изучение действия растворов кислот и щелочей на пироклор и колумбит-танталит // Минеральное сырье. М.: Недра, 1970. – Вып. 19 – С. 41–48.

132. Черняк А.С., Масленников Р.Д., Бацуев А.А. Изучение условий сульфатно-пероксидной переработки пирохлоровых продуктов // Научные труды Гиредмета. – М.: Недра, 1965. – Вып. 12. – С. 283–294.
133. Попов Р.Л., Овчаренко В.К. Техничко-экономическое обоснование целесообразности переработки лежалых отходов ХМФ с целью получения редкометалльных и нефелин-полевошпатового концентратов: Отчет о НИР / ИМР. – № 827.392. – Симферополь, 2000. – 59 с.
134. Приоритетные направления в развитии химико-металлургических процессов применительно к комплексному сложному тантало-ниобиевому сырью / Петрова Н.В., Быховский Л.З., Остроумов Г.В. и др. // Минеральное сырье. – 2000. – № 7. – 149–160.
135. Петрова Н.В., Кострыкин В.М., Мираль Г.Н. Серноокислородное разложение «трудновоскрываемых» тантал-ниобиевых концентратов // Минеральное сырье. – М.: Недра, 1970. – вып. 19. – С. 35–40.
136. Промышленные испытания и внедрение сульфатно-экстракционной технологии переработки бедных танталониобиевых концентратов / Карпухин П.И., Ильина Г.И., Харлов В.Т. и др. // Цветные металлы. – 1986. – № 11. – С. 54–56.
137. Шарова А.К., Бамбуров В.Г., Степанов И.С. Изучение условий вскрытия лопаритового концентрата спеканием с кремнефторидом калия // Тр. Института химии УФАИ СССР. – Вып. 11. – Свердловск: УФАИ СССР, 1969. – С. 156–164.
138. Кострыкин В.М., Петрова Н.В. Хлорирование различных концентратов редких металлов // Анализ и технология благородных металлов. – М.: Metallургия, 1970. – С. 313–317.
139. Крамаренко С.А. Переработка пирохлорового концентрата методом хлорирования. – Благородные и редкие металлы: Труды Четвёртой Международной конференции «Благородные и редкие металлы. БРМ – 2003. – Донецк, 2003. – С. 254–257.
140. Калинин В. Т., Николаев А. И., Склокин Л. . И. Гидрометаллургическая переработка лопаритового концентрата // Цветные металлы. – 2001. – № 12. – С. 96–98.
141. Беренгард А. С. и др. Исследования хлорирования лопаритового концентрата // Цветные металлы. – 1962. – № 4. – С. 56–61.
142. Gustison R.A. and Cenerazzo J.A. Exothermic fusion of eastern tin slag carbides to a tantalum-columbium concentrate // J. of Metals, 1971. – V. 23. – N 8. – P.45–48.
143. Nagamori M. and Plumpton A.J. High-temperature beneficiation of a tantalum-niobium concentrate by selective ferroalloying // Canad. Min. Metal. Bull., 1985. – V. 78. – N 874. – P. 92–98.
144. Результаты укрупненно-лабораторных исследований по продувке ниобиевых сплавов / И. П. Бардин, В. А. Резниченко, Г. Д. Сидоренко и др. // Титан и его сплавы / Вып. 2. М.: АН СССР, 1959. – С. 35–40.
145. Лякишев Н. П., Плинер Ю. Д., Субботин Н. И. Некоторые особенности алюмотермического восстановления ниобия из пирохлоровых концентратов // Сб. трудов Ключевского завода ферросплавов, 1967. – Вып. 3. – С. 119–124.
146. Зверев Л. В., Сутырин Ю. Е. Изучение поведения ниобия в пирометаллургическом переделе // Научные труды Иргиредмета. – М. Недра, 1968. – Вып. 19. – С.255–269.
147. Сутырин Ю. Е. Исследование восстановительной плавки ниобийсодержащих шламов // Сб. «Минеральное сырье». – М.: Недра, 1970. – Вып. 19. – С. 68–73.

148. Развозжаев Ю. И. Пирометаллургическая доводка бедного пирохлорового продукта // «Разработка и исследование металлургических процессов извлечения благородных и редких металлов из руд и концентратов» // Научные труды Иргиредмета. – Иркутск: Восточно-Сибирское книжное изд-во, 1972. – Вып. 27. – С. 159–165.
149. Rockenbauer W. and Starck H. Die Verarbeitung von Zinnschlacken mit verschiedenen Tantal- und Niobgehalten auf synthetische Konzentrate und Tantal-Niob-Produkte // Metal < W. Berlin >, 1984. V. 38. – No. 2. – P. 156–159.
150. Jorge Jose Carreia Salles. Production of Niobium and Tantalum from the Pitinga Hard Rock Tin Mine // T.I.C. Bulletin, 2000. – N 101. – P. 4–7.
151. Tantalum: Canadian mine officially opened // Mining J., 1969. – V. 273. – N6997. – P. 271.
152. Швейкин Г. П. Кинетика восстановления пятиоксида ниобия углеродом в вакууме // Химия и технология редких элементов. – Свердловск, 1958. – Вып. 2. – С. 57–63.
153. Чумарев В. М., С. А. Окунев С. А., Красиков С. А., Федоров В. Д., Сафонов А. В. Технология комплексной переработки оловянно-редкометалльного сырья // Цветные металлы. – 1995. – № 2. – С. 22–24.
154. Ватолин Н. А., Моисеев Г. К., Б. Г. Трусов. Термодинамическое моделирование в высокотемпературных неорганических системах. - М.: Металлургия, 1994. – 352 с.
155. Krasikov S., Lyamkin S. The hydrogen reduction of nonferrous metal oxides from liquid silicates // Abstr. VIII Intern. Conf. On the Physics of Non-Crystalline Solids. Turku, Finland, 1995.-P.95.

## РОЗДІЛ 2

### ЕФЕКТИВНІСТЬ ПЕРЕРОБКИ НІОБІЄВИХ РУД

#### 2.1. Аналіз втрат ніобію на різних стадіях технологічної переробки

Постійне зниження вмісту металу у видобувних рудах призводить до зростання його втрат, отже, нераціональному використанню природних ресурсів. За даними роботи [1, 12] 20-50 % запасів різних металів не вилучається із сировини, залишаючись у надрах, концентруючись у хвостах, шламах та інших відходах переробки. Особливо високим є рівень втрат супутніх компонентів, що знаходяться у руді. Їх вилучення в кольоровій металургії складає найчастіше 10-30 %, і лише зрідка сягає рівня 50 %. Втрати супутніх компонентів зумовлені тим, що існуючі схеми збагачення і металургійної переробки зорієнтовані на отримання основного продукту, і не передбачають вилучення супутніх компонентів, особливо рідкісних металів.

У роботах [1, 12, 15, 32-34] узагальнені дані по вилученню різних металів в концентрати при збагаченні руд на діючих підприємствах. Середні показники вилучення представлені на рис. 2.1.

Для чорних металів (залізо, хром, марганець) вилучення основного компоненту при збагаченні знаходиться на рівні 74-78 % [15]. За даними роботи [32] середнє вилучення заліза в залізородний концентрат на ГЗК України в останні роки складає 75,8 %. Вилучення марганцю в марганцеві концентрати на підприємствах України знаходиться на рівні 75,5 % [33]. Для основних кольорових металів (мідь, свинець, нікель) рівень вилучення при збагаченні досить високий – більше 80 %. Для ін-



ших кольорових металів – молібден, вольфрам, олово – вилучення основного компоненту на збагачувальних фабриках є значно нижчим. Наприклад, для молібдену воно складає 70-72 %, для вольфраму – 65-66 %, для олова – 54-63 % [1].

Низький рівень вилучення характерний для більшості вітчизняних та зарубіжних гірничо-збагачувальних підприємств з переробки рідкіснометалічних руд, що містять ніобій, тантал, рідкісноземельні метали. За даними роботи [17] найчастіше він складає 28-40 %. На Орловському ГЗК (Росія) вилучення пентоксиду танталу при збагаченні руди складає в середньому 49-50 % [18], на Етикінській збагачувальній фабриці (Росія) вилучення пентоксиду танталу складає в середньому 53 % [16]; вилучення танталу на Білогірському ГЗК дещо вище – біля 66 % [19]. Найвищий рівень вилучення пентоксиду ніобію при переробці лопаріту Ловозерського ГЗК – 75 %. Але концентрат цього комбінату містить лише 8 % пентоксиду ніобію [2]. Вилучення оксидів РЗМ на Актюзькій збагачувальній фабриці в рідкісноземельний концентрат складає 65 % [10].

Дослідження по збагаченню руд нових рідкіснометалічних родовищ Росії (Білозиминське, Катугінське, Улуг-Танзекське) показали, що вилучення рідкісних металів (ніобій, тантал) також знаходиться на рівні 55-65 % [19].

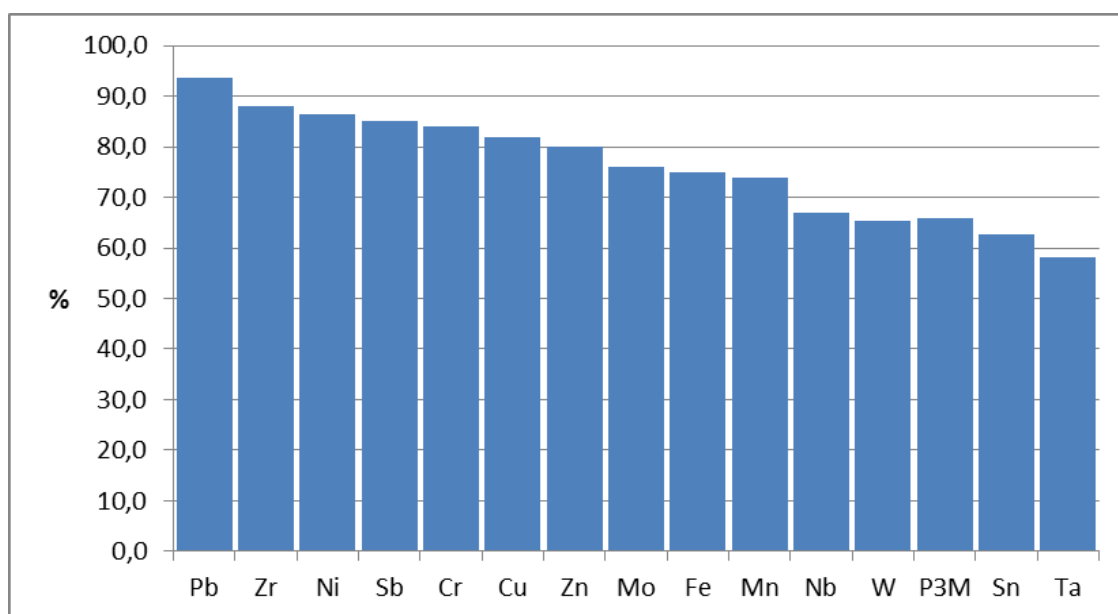


Рис. 2.1. – Середні показники вилучення металів з руд (за Петровим І. М. [19])

Таким чином, загальна тенденція зниження вилучення металів з мінеральної сировини при її переробці особливо проявляється для олов'яних та рідкіснометалічних руд, вилучення металів з яких в кондіційні концентрати збагачення вже знизилося до 50-60 %. Це виклика-

но зростанням обсягів переробки тонковраплених і бідних руд, що містять мінерали, які не піддаються ефективному розділенню механічними методами збагачення.

Проведений аналіз втрат рідкісних металів показав, що при збагаченні рідкіснометалічних руд вони визначаються низькою селективністю розкриття цінних мінералів при подрібненні руди, переподрібненням і переходом цінних компонентів в шлами, та низькою селективністю розділення рудних і нерудних мінералів в процесі збагачення, особливо в циклі доводки бідних чорнових концентратів.

Низька селективність розкриття в процесі подрібнення рідкіснометалічних руд детально розглянута в роботі [19]. При цьому було показано, що процеси дезінтеграції рідкіснометалічної сировини характеризуються утворенням великої кількості шламів, з якими втрачається велика кількість рідкісних металів. Наприклад, для руд Катугінського родовища, як найбільш типового рідкіснометалічного об'єкту втрати пентоксиду ніобію зі шлами при подрібненні традиційними методами (в кульовому млині) сягають 34 % [19], руд Мазурівського родовища – 55-58 % [20].

Як було показано вище, рідкіснометалічні руди являють собою складні з точки зору збагачуваності сировинні об'єкти з ряду причин: різний мінеральний склад, низький вміст цінних компонентів (ніобію, танталу, цирконію, гафнію, інших рідкісних елементів), близькість технологічних властивостей цінних компонентів, їх тонка вкрапленість. Аналіз технологічних показників відомих схем збагачення, розроблених для руд різних родовищ, показує, що вилучення пентоксидів ніобію і танталу в кондиційний пірохлоровий концентрат з вмістом суми пентоксиду ніобію і танталу не менше 37 % не перевищує 55 %. Для руд вітчизняного Мазурівського родовища цей показник є ще нижчим – 25-32 % [20, 21].

На рис. 2.2 за даними роботи [19] представлена динаміка зміни вмісту пентоксиду ніобію в пірохлоровому концентраті при переробці різних проб рідкіснометалічної руди Катугінського родовища. Видно, що вилучення пентоксиду ніобію суттєво зменшується спочатку на стадії первинного гравітаційного збагачення при отриманні чорнового концентрату з вмістом пентоксиду ніобію 5-8 %.

Втрати на цій стадії пов'язані в основному з металом, який практично не вилучається, і знаходиться в тонких зростках пірохлору з вміщуваними породами, у вигляді «примазок» на поверхні частинок породи, або шламистих частинок пірохлору.

При подальшій концентрації пентоксиду ніобію від 5-10 % до 18-22 % (для різних проб) його вилучення знижується несуттєво. Це поясню-

ється тим, що в схемі доводки використовуються достатньо ефективний метод збагачення – магнітна сепарація, – який дозволяє вилучити послідовно мінерали групи амфіболів (при індукції магнітного поля 0,3 Тл), та немагнітних мінералів (циркона, кварцу, польових шпатів) при індукції 1,0-1,1 Тл. При достатньому розкритті руди в крупності –0,2 мм ці операції не призводять до суттєвих втрат пірохлору.

Подальше розділення чорнового концентрату різними методами (гравітація, флотація, магнітна та електрична сепарація) ускладнюється через близькі властивості цінних мінералів, наявність їх тонких зростків з породотвірними мінералами, присутність інших супутніх мінералів, у тому числі польових шпатів з домішками залізовмісних мінералів та кварцу.

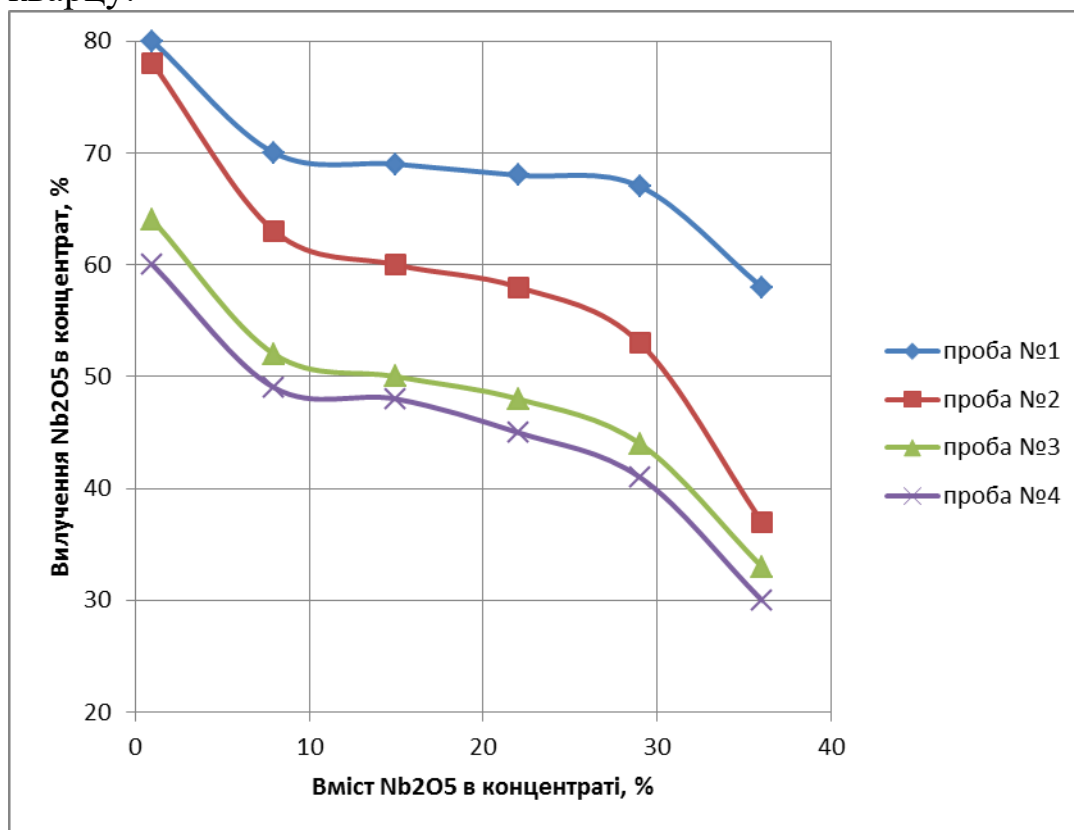


Рис. 2.2. – Динаміка зміни вилучення пентоксиду ніобію при досягненні бажаного вмісту його у пірохлоровому концентраті (при технологічних дослідженнях різних проб рідкіснометалічної руди Катугінського родовища) [19]

Все це призводить до різкого зниження вилучення пентоксиду ніобію та танталу в пірохлоровий концентрат. В процесі доводки також виділяються проміжні продукти з низьким вмістом цінних компонентів, які не піддаються в подальшому механічному збагаченню. Динаміка зміни вилучення показує (рис. 2.2), що при доведенні вмісту пентоксиду

ніобію в концентраті до 36-37 мас.% (кондиційного вмісту) рівень вилучення знижується для різних проб в середньому на 10-15 % [19].

Слід відмітити, що при гідрометалургійній переробці кондиційного пірохлорового концентрату, окрім ніобію і танталу, здійснюється вилучення рідкісноземельних металів, які містяться в пірохлорі. При цьому, РЗМ вилучаються також безпосередньо із рідкісноземельного концентрату, який отримують на останніх стадіях доводки для покращення якості пірохлорового концентрату. Це призводить до зростання витрат на отримання товарного продукту.

Разом з тим, дослідження показали можливість ефективної переробки відносно бідних (в порівнянні з кондиційними) рідкіснометалічних (пірохлор-рідкісноземельних) концентратів гідрометалургійними методами [22-24]. При цьому досягається висока ефективність вилучення всіх цінних компонентів, що містяться в таких концентратах. Гідрометалургійна переробка рідкіснометалічних концентратів методом сірчаноокислотного розкриття дозволяє досягти вилучення пентоксиду ніобію і танталу в товарну продукцію на рівні 90-92 %, оксидів РЗМ – на рівні 84-85 %.

Таким чином, аналіз втрат металів при переробці рідкіснометалічної руди показує, що найбільш ефективними шляхами підвищення ефективності та комплексності використання сировини можуть бути:

1) поліпшення розкриття компонентів руди та зниження шламоутворення рудних складових мінеральної сировини при подрібненні;

2) підвищення селективності розділення рудних і нерудних мінералів в процесі збагачення на основі застосування нових методів і обладнання (високоградієнтних магнітних сепараторів, відцентрових концентраторів і т. і.);

3) зниження втрат рідкісних металів шляхом їх вилучення з некондиційних концентратів гідро- та пірометалургійними методами.

Перші два шляхи відносяться до вдосконалення процесів рудопідготовки та збагачення. Вони будуть розглянуті в наступних розділах. Останній спосіб підвищення комплексності використання мінеральної сировини при переробці руд вимагає проведення техніко-економічних досліджень для визначення в технологічній схемі місця і ефективності використання гідро- та пірометалургійної переробки рідкіснометалічних концентратів.

## **2.2. Оцінка перспектив підвищення вилучення пірохлору за рахунок вдосконалення рудопідготовки**

Аналіз експериментальних даних по подрібненню різних видів мінеральної сировини показав, що при подрібненні і розкритті руд спостерігається досить близька подібність, що витікає безпосередньо з механізму руйнування та розкриття руди [25, 26].

У зв'язку з цим, проведено аналіз найбільш відомих закономірностей подрібнення, з яких для принципів розробок вибрали найбільш просте рівняння кінетики подрібнення (2.1), яке має в якості основного параметра коефіцієнт швидкості подрібнення  $K$ . Проведені дослідження показали, що його суть можна представити наступним співвідношенням фізичних параметрів подрібнення:

$$K = g V/F, \quad (2.1)$$

де  $g$  – істинна питома продуктивність по утвореному класу крупності, яка являє собою загальну питому продуктивність млина по готовому класу при подрібненні руди, що не містить підрешітного продукту, т/(м<sup>3</sup>·год);

$V$  – об'єм млина, м<sup>3</sup>;

$F$  – маса подрібненої руди, т.

Відмінність рівнянь подрібнення та розкриття руди, як показують експериментальні дослідження, полягають, головним чином, в числовому значенні параметрів, що характеризують кінетику процесу. Швидкість розкриття рудних та нерудних мінералів в ньому може бути врахована істинною питомою продуктивністю млина по розкритому продукту. При цьому істинна питома продуктивність являє собою новоутворену кількість розкритого матеріалу при подрібненні нерозкритої в повній мірі руди ( $P_0 = 0$ ), т/(м<sup>3</sup>·год).

За аналогією з подрібненням рівняння кінетики розкриття може бути записано у вигляді:

$$G_g = g_g V t, \quad (2.2)$$

де  $G_g$  – маса знов розкритого нерудного матеріалу, т;

$g_g$  – загальна питома продуктивність млина по знов розкритому матеріалу, т/(м<sup>3</sup>·год);

$V$  – ємність подрібнювального обладнання, м<sup>3</sup>.

Змінною величиною, яка визначає від'ємне прискорення прирощення готового продукту, є питома продуктивність млина ( $g_{gp}$ ). Вона залежить в основному від зміни умов подрібнення. Ці зміни полягають в

тому, що зменшується масова частка зростків та зростає ступінь розкриття рудного і нерудного матеріалу. Вони можуть бути виражені через масу подрібнюваної руди ( $F$ ) і розкритого продукту, що в ній знаходиться ( $G_\epsilon$ ), а також через масову частку рудних та нерудних мінералів ( $\rho$ ) в руді:

$$g_\epsilon = \lambda \left( \frac{F\rho - g_\epsilon}{F\rho} \right)^n \times \left( \frac{F - G_\epsilon}{F} \right)^m, \quad (2.3)$$

де  $\lambda$  – істинна питома продуктивність, що являє собою загальну питому продуктивність млина по розкритому продукту при відсутності в подрібнюваному матеріалі розкритого продукту,  $\text{т/м}^3 \cdot \text{год}$ ;

$n$  і  $m$  – показники подрібнення, які враховують властивості руди та методи подрібнення, частки одиниці.

Враховуючи, що

$$G_\epsilon = F \cdot \rho \cdot P, \quad (2.4)$$

де  $P$  – ступінь розкриття подрібненої руди, частки одиниці, отримаємо:

$$g_\epsilon = \lambda(1 - P)^n \cdot (1 - \rho P)^m \quad (2.5)$$

Диференційне рівняння кінетики розкриття руди в загальному вигляді може бути представлено наступним виразом:

$$dP = \left[ \frac{\lambda V (1 - P)^n \cdot (1 - \rho P)^m}{F \rho_n} \right] dt \quad (2.6)$$

Розв'язок рівняння (2.6) при  $n = 1$  і  $m = 0$  дає наступне рівняння кінетики розкриття нерудних матеріалів:

$$P = 1 - Y_t (1 - P_u) \quad (2.7)$$

$$Y_t = \exp \left[ \frac{-\lambda V t}{F \rho_u} \right], \quad (2.8)$$

де  $\rho_u$  – вміст нерудних мінералів у вихідній руді, частки одиниці;

$P_u$  – ступінь розкриття нерудних мінералів у вихідній руді, частки одиниці.

При  $n = k+1$  і  $m = 0$  розв'язок виразу (2.6) приводить до наступного виду рівняння кінетики розкриття руди:

$$P = 1 - (1 - P_u) \cdot \left[ \frac{F\rho_u}{(kV\lambda t(1 - P_u)^k + F\rho_u)} \right]^{\frac{1}{k}} \quad (2.9)$$

Для багатих руд, наприклад магнетитових кварцитів, ця залежність виражається повним рівнянням (2.6). Його рішення (при  $n = 1$ ,  $m = 1$ ) для цих руд дає більш складну формулу для визначення ступеню розкриття нерудного матеріалу, яка матиме наступний вигляд:

$$P = \frac{[\Phi_t(1 - \rho_u P_u) - (1 - P_u)]}{[\Phi_t(1 - \rho_u P_u) - (\rho_u(1 - P_u))]} \quad , \quad (2.10)$$

$$\text{де } \Phi_t = \exp\left[\frac{\lambda V t(1 - \rho_u)}{F\rho_u}\right] \quad (2.11)$$

Порівняння експериментальних та розрахованих за формулами (2.7, 2.9, 2.10) даних на прикладі розкриття руд Катугінського та Мазурівського родовища у стрижневому млині наведено на рис. 2.3.

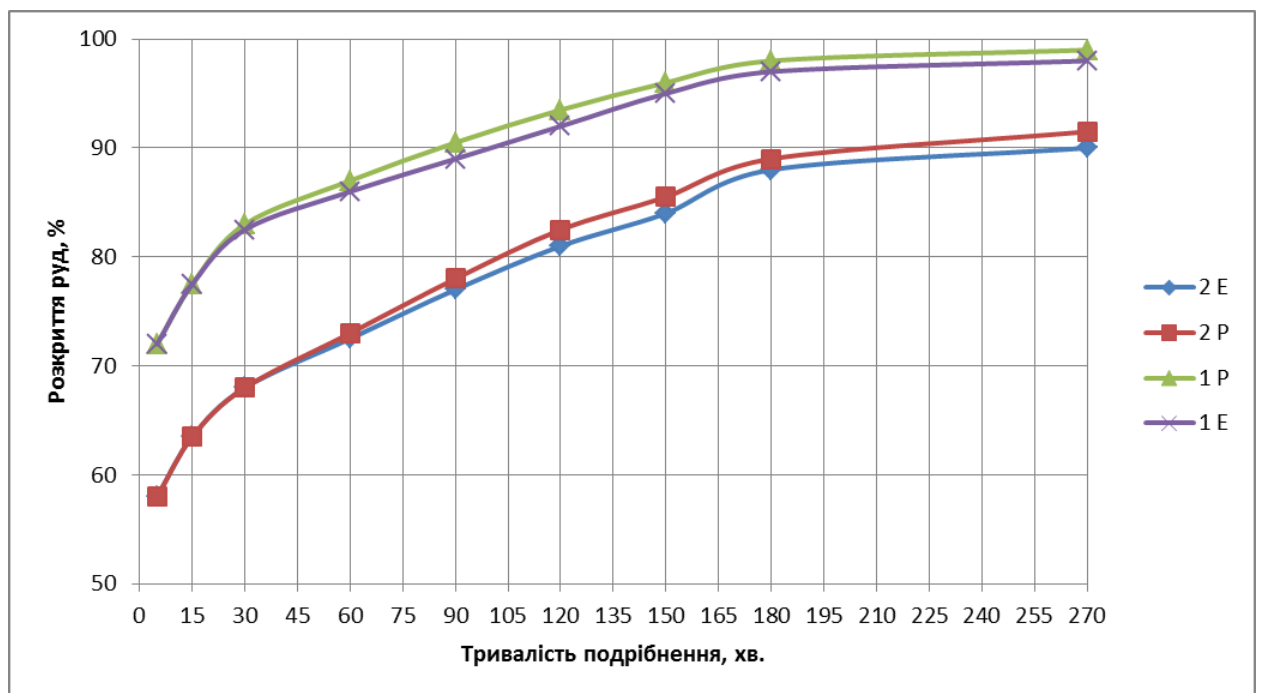


Рис. 2.3. – Експериментальні (1 Е, 2 Е) та розраховані (1 Р, 2 Р) кінетичні дані по розкриттю в стрижневому млині руд родовищ: 1 – Катугінського, 2 – Мазурівського

Видно, що руди Катугінського та Мазурівського родовища є такими, що важко розкриваються. Збіжність експериментальних та розрахованих даних можна вважати задовільною. Їх розходження помітно лише при тривалості подрібнення більше 25-45 хв. Це дозволяє рекоме-

ндувати використання вказаних закономірностей для інженерних розрахунків та математичного моделювання схем.

Показники ступеню  $n$  і  $m$  введені в отримані алгоритми для корегування рівнянь в залежності від фізичних властивостей сировини та застосованих методів дезінтеграції. В зв'язку з відсутністю достатньої статистики для виявлення такої залежності значення цих показників прийняті на підставі результатів досліджень кількох різновидів руди.

Дослідженням рудам задовольняють наступні значення:  $n = 0,35-1,00$  і  $m = 0$ .

Ступінь розкриття руд, як витікає із наведених рівнянь, визначається трьома основними параметрами: тривалістю подрібнення, питомою продуктивністю подрібнювального обладнання та ступенем розкриття вихідного матеріалу. Перші два параметри характеризують безпосередньо процес дезінтеграції ( $t$ ) та здатність руди до розкриття ( $\lambda$ ); третій – ступінь розкриття вихідного продукту  $P_u$ , – визначається вибраною технологічною схемою рудопідготовки, і в залежності від структури схеми може змінюватися в достатньо широких межах. При зниженні  $P_u$  від 1 до 0 ступінь розкриття новоутвореного продукту, як витікає з рівняння (2.7) та (2.10), зростає від 0 до  $(1 - Y_t)$  і  $(\Phi_t - 1)/(\Phi_t - \rho_t)$ .

Запишемо час  $t$  в рівнянні кінетики подрібнення, як

$$t = \frac{F}{qV \ln \left[ \frac{R_u}{R} \right]}, \quad (2.12)$$

де  $R_u$  і  $R$  – масові частки надрешітного матеріалу в подрібненому продукті та вихідному продукті, відповідно.

Підставимо (2.12) у формулу (2.8), і отримаємо:

$$Y_t = \frac{1}{\left( \frac{R_u}{R} \right)^{\frac{\lambda}{q\rho u}}} \quad (2.13)$$

Замінивши у формулі (2.7) значення  $Y_t$ , отримаємо рівняння залежності ступеню розкриття руди від крупності подрібнення:

$$P = \frac{1 - (1 - P_u)}{\left( \frac{R_u}{R} \right)^{\frac{\lambda}{q\rho u}}} \quad (2.14)$$

Отримане рівняння кінетики розкриття руд при подрібненні її у відкритому циклі дозволяє фактично на основі одного експерименталь-



ного заміру прогнозувати результати розкриття у всій області подрібнення. При цьому, значення істинної питомої продуктивності по розкритому нерудному матеріалу встановлюється при оцінюванні подрібнюваності експериментально.

Отримані залежності можуть слугувати підґрунтям для розробки методу оцінки ефективності розкриття вкраплених руд, і вибору раціонального обладнання для подрібнення. Сутність методу полягатиме в оцінюванні ефективності подрібнення руди до одного й того ж класу крупності в млинах різного типу за величиною істинної питомої продуктивності подрібнювального обладнання по готовому класу крупності ( $q$ ), та розкритому рудному і нерудному продуктах ( $\lambda$ ).

В роботі [19] Петров запропонував показник ефективності рудопідготовки за оптимальним розкриттям руди  $i$ :

$$i = \frac{\lambda}{q\rho_u} \quad (2.15)$$

З врахуванням рівняння (2.14):

$$i = \frac{\lambda}{q\rho_u} = \frac{\ln\left[\frac{1-P_u}{1-P}\right]}{\ln\left[\frac{R_u}{R}\right]} \quad (2.16)$$

Показник ефективності рудопідготовки найбільш повно характеризує можливості інтеркристалітного руйнування в різних дезінтеграційних апаратах на різних режимах їх роботи. Чим вище значення показника, тим більш прийнятними є способи рудопідготовки з точки зору руйнування мінеральної сировини по площинах спайності. При цьому цей коефіцієнт є більш універсальним критерієм ефективності розкриття, ніж ступінь розкриття у випадку порівняння процесів дезінтеграції, які характеризуються різними показниками по вихідній і кінцевій сировині.

Далі за допомогою показника ефективності рудопідготовки нами буде проведена оцінка розкриття досліджуваного різновиду руди – маріуполіту, – при дезінтеграції в подрібнювальних апаратах різного типу.

### **2.3. Кінетичний аналіз сучасних можливостей підвищення рівня вилучення тонких класів пірохлору при гравітаційному збагаченні у відцентровому полі**

У відцентрових концентраторах зернам мінералів різної питомої маси надається доцентрове прискорення, в результаті якого мінерали з більш високою густиною концентруються біля стінки конусоподібної чаші, витискуючи більш легкі. Останні потрапляють у хвостову ринву відцентрового концентратора.

Для того щоб пояснити чому підвищується ефективність розділення таких частинок, найчастіше обмежуються загальними міркуваннями, які зводяться до констатації експериментальних фактів, які не дають можливості обґрунтувати необхідні параметри відцентрових машин.

Раніше в роботах [27-28] показано, що ефективність гравітаційного збагачення визначається різницею потенційної енергії мінеральної зависі<sup>7</sup> до і після процесу розділення, а зміна потенційної енергії, в свою чергу, пропорційна відцентровому прискоренню, прикладеному до зависі. Але до цього часу не запропонована методика кількісного розрахунку швидкості руху частинок певного розміру та густини, що розділяються у відцентровому полі. Труднощі таких розрахунків пов'язані насамперед з тим, що режим падіння в рідині частинок крупністю від одиниць мікронів до одиниць міліметрів, є перехідним від ламінарного до турбулентного, а також тим, що це так званий стиснений режим падіння.

У роботах [29-30] запропонована універсальна формула для визначення числа Рейнольда в широкому діапазоні значень (від 0,001 до 100 000) для кулеподібних частинок, що вільно падають у рідині:

$$Re = \frac{Ar}{18 + 0,61\sqrt{Ar}}, \quad (2.17)$$

де  $Re$  – число Рейнольда;  
 $Ar$  – критерій Архімеда:

$$Ar = D^3(\rho_T - \rho) * \frac{g}{\rho k^2}, \quad (2.18)$$

де  $D$  – діаметр кулястої частинки;  
 $\rho_T$  – густина частинки;  
 $\rho$  – густина рідини;  
 $g$  – прискорення сили тяжіння;  
 $k$  – кінематичний коефіцієнт в'язкості.

У відцентровому полі з прискоренням  $A$ :

$$Ar = D^3(\rho_T - \rho) * \frac{A}{\rho k^2} \quad (2.19)$$

<sup>7</sup> Робочої постілі збагачуваного матеріалу

За визначенням  $Re = V_0 D/k$ , де  $V_0$  – швидкість вільного падіння тіла в рідині.

Звідси:

$$V_0 = \frac{k \cdot Ar}{D(18 + 0,61\sqrt{Ar})} \quad (2.20)$$

Максимальна похибка розрахованих значень швидкості досягає при цьому 15 %, середня похибка 8,5 %, та відносна середньоквадратична – 1,5 %.

Богданович А. В. [31] уточнив значення коефіцієнтів у формулах (2.17) та (2.20), що дозволило отримати у розгорнутому вигляді наступне рівняння для розрахунку швидкості падіння частинок:

$$V_0 = \frac{K\left(\frac{D}{k}\right)2A\frac{(\rho_T - \rho)}{\rho}}{17 + 0,555\left(\frac{D}{k}\right)\sqrt{D}\frac{A(\rho_T - \rho)}{\rho}} \quad (2.21)$$

Максимальна похибка розрахунків за (2.21) складає 6,5 %, середня похибка 2,3 %, відносна середньоквадратична – 0,55 %. Для малих розмірів частинок і відповідно малих значеннях  $Ar$ , коли  $0,555\sqrt{Ar} \leq 17$ , формула (2.21) практично перетворюється у формулу Стокса; при дуже великих значеннях  $Ar$ , коли  $0,555\sqrt{Ar} \geq 17$ , формула (2.21) перетворюється у формулу Ріттінгера.

На рис. 2.4 показано вплив величини доцентрового прискорення  $A$  на швидкість руху кулястих частинок різного розміру та густини. Швидкість руху таких зерен (0,01 мм та менше) зростає пропорційно  $A$ , а зерен крупніше 1,0 мм – пропорційно  $\sqrt{A}$ .

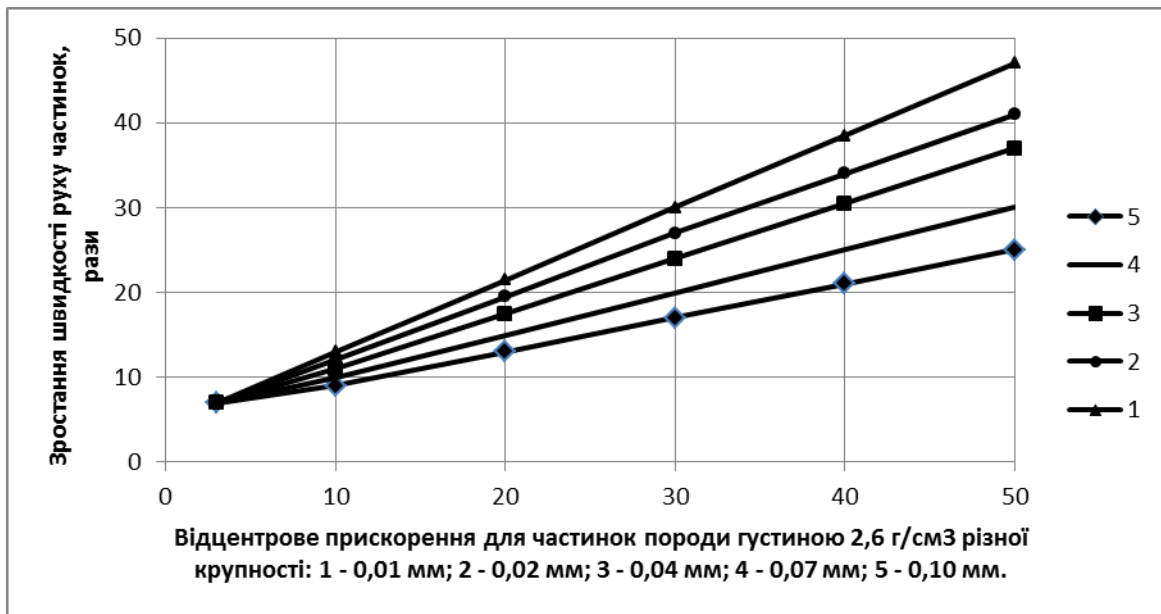


Рис. 2.4. – Вплив величини відцентрового прискорення  $A$  на швидкість руху кулястих частинок (густина  $2,6 \text{ г/см}^3$ ) різного розміру

Таким чином, прискорення, що прикладається, неначе укрупнює зерна мінералів. Причому, ефект тим вищий, чим дрібніші частинки. Достатньо створити доцентрове прискорення, на рівні кількох десятків  $g$ , щоб досягти суттєвого псевдоукрупнення частинок. При гравітаційному збагаченні в статичних умовах ефективно виділяються у важку фракцію мінерали крупністю більше  $0,15\text{-}0,20 \text{ мм}$  з густиною  $5\text{-}7 \text{ г/см}^3$  (колумбіт, танталіт), та крупністю більше  $0,07\text{-}0,10 \text{ мм}$  з густиною  $15\text{-}17 \text{ г/см}^3$  (золото), якщо форма зерен наближається до кулястої або кубічної. Подальше зниження крупності (до  $0,05\text{-}0,07 \text{ мм}$ ) зерен, що розділяються, неминуче призводить до падіння ефективності їх гравітаційного збагачення.

На рис. 2.5 приведені результати розрахунків псевдоукрупнення мінеральних частинок кулястої форми густиною  $2,6 \text{ г/см}^3$  у відцентрових полях.

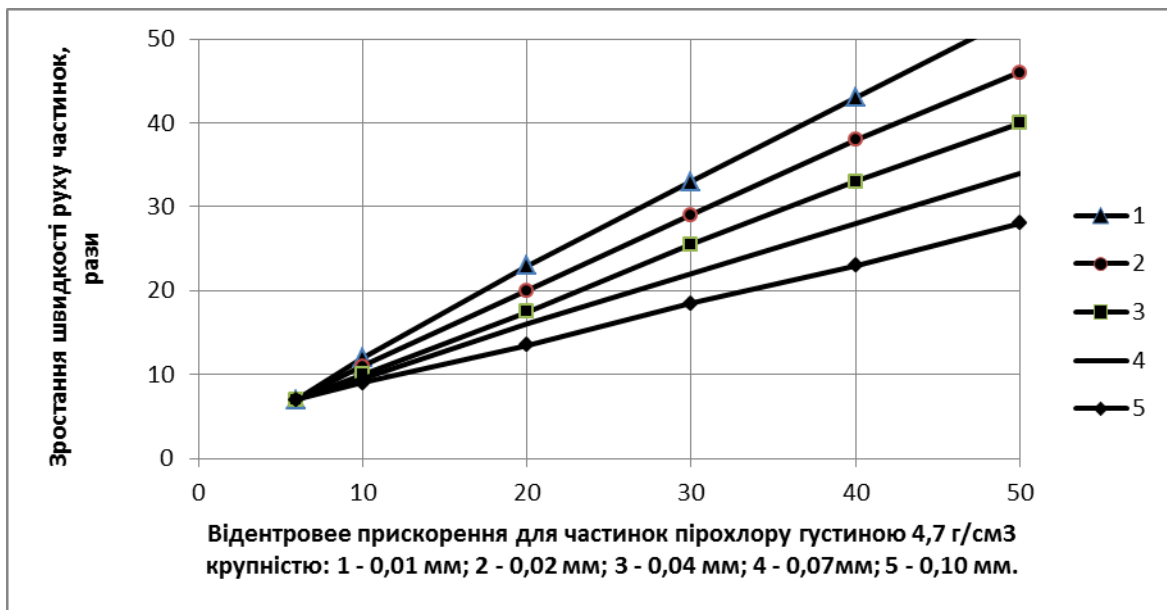


Рис. 2.5. – Псевдоукрупнення частинок густиною  $4,7 \text{ г/см}^3$  різної крупності (мм) у відцентрових полях

З графічних залежностей видно, що при  $50 \text{ g}$  частинки крупністю  $0,01 \text{ мм}$  відповідають зернам крупністю близько  $0,07 \text{ мм}$ , частинки крупністю  $0,04 \text{ мм}$  «укрупнюються» до  $0,35 \text{ мм}$ , а частинки крупністю  $0,07 \text{ мм}$  – до  $1,0 \text{ мм}$ . Практична реалізація «укрупнення» частинок можлива лише у випадку, якщо вдається зберегти всі переваги статичних сепараторів і, перш за все, не допустити перемішування продуктів у зоні розділення.

Ефективність розділення мінералів у відцентровому полі залежить від можливості забезпечення гідродинамічних умов статичного збагачення та псевдостатичного режиму розділення.

На підставі вищезгаданого Богданович А. В. прийшов до висновку:

- у відцентрових полях відбувається різке зростання швидкості падіння мінеральних зерен у воді, що призводить до їх гідравлічного укрупнення. Вони починають поводитися як частинки такої крупності, для яких методи розділення успішно вирішені в статичних умовах;
- необхідна величина доцентрового прискорення для успішного збагачення рудних частинок крупністю  $0,01 \text{ мм}$  та менших складає декілька десятків  $\text{g}$ ; верхньою межею доцільно вважати  $100 \text{ g}$ .

\*\*\*

Аналіз рівня вилучення цінних компонентів при збагаченні різних видів мінеральної сировини дозволяє зробити висновок про те, що тенденція зниження вилучення металів з мінеральної сировини особливо

проявляється для рідкіснометалічних руд, вилучення металів з яких в кондиційні концентрати збагачення не перевищує 40 %. Це пояснюється зростанням обсягів переробки тонковкраплених та бідних руд, що вміщують мінерали, які не піддаються ефективному розділенню методами механічного збагачення.

Аналіз втрат рідкісних металів при збагаченні рідкіснометалічних руд показує, що вони визначаються як низьким ступенем розкриття цінних мінералів при подрібненні руди, так і низькою селективністю розділення рудних та нерудних мінералів в процесі збагачення, особливо в циклі доводки бідних чорнових концентратів.

Обґрунтована необхідність оптимізації метода дезінтеграції тонковкраплених руд з використанням запропонованого в [19] показника оцінки ефективності рудопідготовки.

На основі відомих досліджень збагачуванності рідкіснометалічних руд та наших досліджень руд Мазурівського родовища показано, що вилучення пентоксиду ніобію найсуттєвіше знижується на стадії первинного збагачення при отриманні чорнового концентрату, та на останніх стадіях доводки чорнового концентрату. Це пов'язано із схильністю пірохлору до шламування, близькими технологічними властивостями цінних мінералів, та наявністю їх тонких зростків з породотвірними мінералами.

Більш широке застосування гідро- та пірометалургійних процесів для переробки концентратів і бідних промпродуктів, переробка яких методами механічного збагачення приводить до значних їх втрат може бути дієвим методом підвищення вилучення рідкісних металів.

### *Література до розділу 2:*

1. Веденяпин А.А., Шаумян Л.В., Батунова М.Д. О проблемах загрязнения природы России металлами и их соединениями // Вестник Комитета Российской Федерации по металлургии. – 1996. - № 1-2. С. 38-48.

2. Афанасьев Б. В., Бичук Н. И., Дайн А. Д., Жабин С. В., Каменев Е. А. Минерально-сырьевая база Мурманской области // Минеральные ресурсы России. – 1997. - № 3. - С.2-5.

3. Добровольская Н.В., Лаврова В.Л. Направленное изменение парамагнитных свойств минералов черновых танталсодержащих концентратов. - В кн.: Роль технологической минералогии в расширении сырьевой базы СССР (тезисы докладов на Всесоюзной конференции). – Челябинск, 1986. – С. 131.

4. Елютин А.В., Чистов Л.Б., Эпштейн Е.М. Проблемы освоения минерально-сырьевой базы ниобия // Минеральные ресурсы России, 1999, № 3. – С. 22-29.

5. Зеликман А.Н., Коршунов Б.Г., Елютин А. В. и др. Ниобий и тантал. - М.: Металлургия, 1990. - 296 с.
6. Зубынин Ю.Л., Чистов Л.Б. Важнейшие промышленные типы руд редких металлов и проблемы их комплексной технологической оценки. - В кн.: Современные методы анализа минерального сырья в редкометалльной промышленности. - М., 1982. - С. 7-14.
7. Каташева Л.П., Петров И.М. Изучение оптимальной глубины обогащения редкометалльных руд. - В кн.: Создание методов и средств, снижающих потери горючей массы с отходами углеобогащения (тез. докладов конференции), М.: 1988, с. 51-53.
8. Кременецкий А. А. Новый геолого-промышленный тип редкоземельных россыпей // Разведка и охрана недр. - 1993. - № 3. - С. 15-19.
9. Кудрин В.С., Чистов Л.Б. Минерально-сырьевая база тантала: состояние, перспективы освоения и развития // Минеральные ресурсы России. - 1997. - № 3. - С.7-11.
10. Кудрин В. С., Чистов Л. Б. Состояние минерально-сырьевой базы редкоземельных металлов, перспективы ее развития и освоения // Минеральные ресурсы России. - 1996. - № 5. - С. 12-16.
11. Полькин С. И. Обогащение руд и россыпей редких и благородных металлов. - М.: Недра, 1987. - 428 с.
12. Свод показателей работы горных предприятий металлургической промышленности за 1990-1997 г.г. / Справочник. - Екатеринбург: УрО РАН, 1998. - 279 с.
13. Химическая технология лопаритового концентрата. - Апатиты, 1997. - № 3. - 65 с.
14. Экономическая оценка технологических схем обогащения руд цветных металлов. - Методические рекомендации № 21 / Научный Совет по методам технологических исследований. - М.: ВИМС, 1982. - 32 с.
15. Мизерницкий Л.А., Тищенко К.И., Тимофеева М.Х., и др. Технология глубокого обогащения карбонатных марганцевых руд // [http://www.sgb.com.ua/index.php?option=com\\_content&view=article&id=183:ryda&catid=2:gornoe-delo&Itemid=4](http://www.sgb.com.ua/index.php?option=com_content&view=article&id=183:ryda&catid=2:gornoe-delo&Itemid=4).
16. Царьков В.А., Хорошев В.А., Болдырев В.А. и др. Новая технологическая схема гравитационного обогащения труднообогатимых руд редких металлов // Горный журнал. - 2002. - № 8. - С. 82-85.
17. Петрова Н.В., Быховский Л.З., Остроумов Г.В. и др. Прирительные направления в развитии химико-металлургических процессов применительно к комплексному сложному тантало-ниобиевому сырью // Минеральное сырье. - 2000. - № 7. - С. 149-159.
18. Чумарев В. М., Красиков С. А., Тимофеев М. В. Технология переработки бедных Орловских танталовых концентратов // Минеральное сырье. - 2000. - № 7. - С. 176-179.
19. Петров И.М. Повышение эффективности переработки и извлекаемой ценности редкометалльных руд на основе оптимизации параметров и глубины обогащения минеральных компонентов: Дисс. ...д-ра техн. наук. - М.: МГТУ, 2002. - 390 с.
20. Мостика Ю. С. Совершенствование рудоподготовки при обогащении нефелиновых сиенитов для повышения извлечения пирохлора / Ю. С. Мостика, К. Л. Шпилевой, Л. В. Шпилевой // зб. наук. праць Вісник НТУ«ХПІ». - Харків, 2013. - № 57 (1030). - С. 85-89.

21. Шпильовий К.Л., Шпильовий Л.В. Удосконалення рудопідготовки при збагаченні нефелінових сієнітів для підвищення вилучення пірохлору // *Качество минерального сырья. Сб научных трудов КТУ, Кривой Рог, 2014.* – С. 166-170.
22. Комаров О.К., Чистов Л.Б., Потехина М.П., Доронин Н.А., Иванушкина И.К., Барсукова Н.Е. Перспективы комплексной переработки редкометалльных апатит-магнетит-форстеритовых руд. - В кн.: *Комбинированные методы обогащения при комплексной переработке минерального сырья.* - М.: Наука, 1977. С. 86-89.
23. Муленко В.Н., Петрова Н.В., Сутырин Ю.Е., и др. Создание новых технологических решений при переработке бедных и труднообогатимых руд // *Цветные металлы.* – 1993. - № 9. - С.56-59.
24. Троянкер Л.С., Акоева Е.К., Никонов В.Н., Юшко Н.Г. Переработка черных ниобиевых концентратов комбинацией методов азотнокислого выщелачивания и обогащения. - В кн.: *Вещественный состав, добыча и обогащение руд редких металлов.* - М., 1985. - С. 138-143.
25. Линч А. Дж. Циклы дробления и измельчения. - М.: Недра, 1981. - 343 с.
26. Ревнивцев В.И. Селективное измельчение минералов. – М.: Недра, 1988. – 328 с.
27. Кизевальтер Б.В. Теоретические основы гравитационных процессов обогащения. – М.: Недра, 1979. – 295 с.
28. Богданович А. В., Базилевский А. М. Разделение в центробежном поле взвешенных в жидкости частиц в псевдостатических условиях // *Обогащение руд.* – 1992. - № 3-4. - С. 61-69.
29. Розенбаум Р.Б., Тодес О.М. Стесненное падение в цилиндрической трубке // *ДАН СССР.* – Т. 15. – 1957. - № 3.
30. Шифрин К. С. Универсальная формула для скорости падения шара в жидкости // *Изв. АН СССР. Серия геофизическая.* – 1958. - № 2.
31. Богданович А. В. Разделение минеральных частиц в центробежных полях – обогатительная технология будущего // *Горный журнал* – 1997. - № 4. – С. 42-47.
32. Губіна В. Г., Горлицький Б. О. Проблема залізовмісних відходів гірничо-металургійного комплексу України – системний підхід // *Зб. наук. праць Інституту геохімії навколишнього середовища.* – К.: Інститут геохімії навколишнього середовища НАН України. - Вип. № 17. – С. 79-92.
33. Білецький В. С. Смирнов В. О. Переробка і якість корисних копалин. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2005. – 324 с.
34. Мала гірнича енциклопедія, т.1 / За редакцією В.С. Білецького. – Донецьк: Донбас, 2004. – 640 с.

## **РОЗДІЛ 3**

### **СЕЛЕКТИВНА ДЕЗІНТЕГРАЦІЯ РІДКІСНОМЕТАЛІЧНОЇ РУДИ**

#### **3.1. Характеристика речовинного складу руди Мазурівського родовища**

Для дослідження речовинного складу руди на Мазурівському родовищі відібрано три проби, які характеризують основні природні різ-



новиди руд, генетично пов'язаних між собою: маріуполіт, польовошпатовий метасоматит та нефелін-мікрокліновий пегматит. За даними роботи [1] на родовищі серед природних різновидів домінують маріуполіти, які складають 50–55 %, мікроклін-нефелінові пегматити – 20–25 %, та польовошпатові метасоматити – до 20 %.

Маріуполіти (*проба № 1*) – це різновид нефелінових сієнітів. За зовнішнім виглядом вони досить різноманітні. Це світлі, сірі, рожево-сірі, блакитно-сірі або зеленувато-сірі дрібно-, середньо- та крупнозернисті породи масивної, іноді смугастої текстури. Досить часто вони є нерівномірно зернистими. У мінеральному складі маріуполітів головні компоненти – лужні польові шпати, нефелін, темнокольорові мінерали.

Лужні мінерали представлені в основному альбітом, у меншій мірі – мікрокліном.

Темноколірні мінерали представлені егірином та біотитом.

Другорядні мінерали – амфіболом, кальцитом, канкринітом, содалітом, цеолітами.

Акцесорні мінерали представлені пірохлором, цирконом, бритолітом, магнетитом, гематитом, гідроксидами заліза, сульфідами заліза.

Мікроклін-нефелінові пегматити (*проба № 2*) – нерівномірно зерниста порода масивної текстури, в якій, як і в маріуполітах, представлені переважно польові шпати, нефелін та егірин. Відмінність від маріуполітів полягає в тому, що серед польових шпатів в мікроклін-нефелінових пегматитах переважає мікроклін та трохи вищий вміст другорядних мінералів: содаліту, канкриніту, амфіболів, цеолітів. Серед темноколірних мінералів переважає егірин. Циркон та пірохлор помітні в основному в зонах альбітизації.

Польовошпатові метасоматити (*проба № 3*) – білі та світло-сірі нерівномірно зернисті породи, що складаються в основному з польового шпату, біотиту, егірину, лужної рогової обманки. Нефелін, содаліт, канкриніт та цеоліти практично відсутні.

Проба № 1 відібрана в кар'єрі, проби № 2 та № 3 – з кернів розвідувальних свердловин.

Підготовка технологічних проб до досліджень полягала в стадіальному дробленні та подрібненні, і відборі матеріалу для хімічних та мінералогічних досліджень.

При виконанні досліджень речовинного складу використовувалися відомі методи визначення хімічного складу: рентгенофлюоресцентний та хімічний аналіз, напівкількісний спектральний, рентгенофазові аналізи, оптико-мікроскопічні дослідження, в тому числі у шліфах та імерсійних препаратах, кількісні мінералогічні аналізи.

Повний хімічний склад технологічної проби визначено в лабораторії ВАТ «Маріупольський металургійний комбінат ім. Ілліча» рентгено-флюоресцентним методом на спектрометрі послідовної дії фірми *Philips* моделі *PW2400*.

Кожна фракція крупності була також вивчена з використанням поляризаційного мікроскопу високого розрізнення, де були визначені основні мінерали та їх різні форми.

Крім того, кожна проба матеріалу була вивчена дифракцією в рентгенівських променях. Вміст  $Nb_2O_5$ ,  $ZrO_2$  та  $Fe_2O_3$  оцінювався за прямим аналізом проби і балансом продуктів розсіву проби, подрібненої до  $-1$  мм та  $-0,2$  мм, які достатньо добре співпадають.

Структурно-текстурна характеристика проб наведена в табл. 3.1.

Таблиця 3.1 – Структурно-текстурна характеристика проб

Про ба	Тип руди	Текстура руди	Структура ру- ди	Компоненти, %		
				$Nb_2O_5$	$Ta_2O_5$	$ZrO_2$
№ 1	Маріуполіти	Масивна	Дрібно-, серед- ньо- та грубо- зерниста пор- фіробластова	0,104	0,006	0,45
№ 2	Мікроклін- нефелінові пе- гматити	Масивна	Пегматоїдна	0,050	0,014	0,57
№ 3	Польовошпато- ві метасоматити	Масивна	Пегматоїдна	0,053	0,006	0,53

Порівняння мінералогічних (див. табл. 3.2) та хімічних (див. табл. 3.3) властивостей показує деяку різницю речовинного складу природних різновидів руд Мазурівського родовища.

Таблиця 3.2 – Мінеральний склад руд Мазурівського родовища

Масова частка мінералів, %	Природні різновиди рудних порід		
	Маріуполіт	Польовошпатовий метасоматит	Нефелін- мікрокліновий пегматит
пірохлор	0,17	0,09	0,08
циркон	0,74	0,88	0,86
альбіт	66,64	51,57	27,02

<b>мікроклін</b>	8,70	33,40	47,30
<b>нефелін</b>	13,2	1,80	15,40
<b>біотит</b>	5,70	5,50	1,10
<b>егірін</b>	3,20	3,40	5,50
<b>рогова обманка</b>	0,10	2,20	0,20
<b>содаліт</b>	0,30	–	0,40
<b>канкриніт</b>	0,20	–	0,40
<b>кальцит</b>	0,40	1,00	1,20
<b>цеоліти</b>	0,30	–	0,40
<b>магнетит, гематит, ільменіт, гідроксиди заліза, сульфід заліза</b>	0,35	0,16	0,14

Результати досліджень показали, що мінеральний склад проб практично однаковий, та відрізняється лише кількісним співвідношенням мінералів.

Хімічний склад рудних порід (див. табл. 3.3) змінюється відповідно до зміни мінерального складу. Природні різновиди порід відрізняються перш за все співвідношенням оксидів лужних металів. У маріуполіті, польовошпатовому метасоматиті та нефелін–мікрокліновому пегматиті сума оксидів калію і натрію є близькою. Середнє співвідношення  $K_2O/Na_2O$  у маріуполіті – 0,31; польовошпатовому метасоматиті – 0,9; нефелін–мікрокліновому пегматиті – 1,03. Масова частка пентоксиду ніобію коливається від 0,053 % до 0,104 %, пентоксиду танталу – від 0,006 % до 0,014 %; діоксиду цирконію – від 0,449 % до 0,570 %. Найбільший вміст ніобію в маріуполітах; цирконію дещо більше в мікроклін–нефелінових пегматитах і польовошпатових метасоматитах. Масова частка діоксиду кремнію складає в пробах 55,0–56,0 %; глинозему – 19,6–21,3 %.

Таблиця 3.3 – Хімічний склад руд Мазурівського родовища

Природні різновиди рудних порід	Масова частка, %											
	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	ZrO <sub>2</sub>	UO <sub>2</sub> + ThO <sub>2</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	MgO	CaO	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O
<b>Маріуполіт</b>	0,114	0,008	0,440	0,004	57,37	21,00	2,17	1,70	0,42	1,57	8,98	2,80
<b>Польовошпатовий метасоматит</b>	0,140	0,007	0,773	0,004	61,61	18,00	1,78	1,29	0,41	0,88	6,25	5,13

<b>Нефелін– мікрокліновий пе- гматит</b>	0,060	0,003	0,270	0,004	57,35	20,66	1,87	1,28	0,24	1,35	6,16	6,36
--	-------	-------	-------	-------	-------	-------	------	------	------	------	------	------

Результати напівкількісного спектрального аналізу проб показали вміст в рудах невеликої кількості ванадію, нікелю, міді, олова, барію, галію, ітрію, ітербію, рубідію (табл. 3.4).

Фізичні та фізико–механічні властивості досліджуваних руд наведені в табл. 3.5. Як видно з наведених даних, тривкість руд коливається в широких межах – 5...19 за шкалою М.М.Протод’яконова. Густина практично однакова для всіх руд. Пористість (шпаруватість) руд коливається в межах від 2,6 до 4,9 %.

Нижче наведені деякі специфічні властивості промислово–цінних мінералів технологічних проб, які мають значення для їх діагностики, збагачення та подальшої переробки.

Пірохлор – єдиний, власне, носій ніобію та танталу на родовищі. В технологічних пробах він знаходиться в незначній кількості (0,08 – 0,17 %) і спостерігався у спеціально виділених фракціях при мінералогічних аналізах в петрографічних шліфах. Він утворює невеликі гніздові скупчення з дрібних зерен в альбіті, рідше – в лепідомелані та егірині. Пірохлор має вигляд ідіоморфних ізометричних зерен та дрібних кристалів октаедричного обрису (габітусу) бурого, рожевого, червонувато–коричневого або медово–жовтувато–коричневого кольору (рис. 3.1 а). Іноді дрібні зерна концентруються в ланцюжки або струминки. Прозорий, блиск скляний із смоляним відливом.

В альбіті зерна пірохлору оточені дрібними тріщинками і тонкою (0,01–0,02 мм) оболонкою з найдрібніших частинок слюдоподібного мінералу та кальциту, в лепідомелані – плеохроїчними ореолами. Розміри зерен пірохлору звичайно знаходяться в межах 0,005–0,100 мм, в маріуполітах – до 0,15 мм і лише в поодиноких випадках відмічаються зерна, що досягають 0,2 мм (рис. 3.1 б). Внаслідок цього розкриття пірохлору відбувається тільки при тонкому подрібненні. Спайність відсутня, ізотропний. Іноді містить дрібні вкраплення анізотропних мінералів.

Кристали пірохлору місцями містять вкраплення скелетного циркону. Пірохлор часто відрізняється зниженою прозорістю при зовсім непрозорій зовнішній облямівці, що зумовлено вторинними його змінами. Особливо це характерно для проби № 2.

Вкрапленість пірохлору частіше спостерігається в зернах альбіту, але зустрічається і в зернах егірину (рис. 3.1 в), біотиту, нефеліну, мікрокліну.

Густина пірохлору  $4,5 \text{ г/см}^3$  [2], він має слабкі магнітні властивості та вилучається в електромагнітні фракції при високій напруженості електромагнітного магнітного поля (приблизно 10–14 тис. ерстед).

Хімічний склад різновидів пірохлору з різних технологічних проб подібний, і характеризується підвищеним вмістом титану, заліза, урану та більш низьким вмістом ніобію (табл. 3.6).

Вміст рідкісноземельних елементів, переважно церієвої групи, в пірохлорі невеликий — 1,9–2,0 %, але відмічається високий вміст  $\text{U}_3\text{O}_8$  — 0,6–1,1 %.

Розподіл ніобію по мінералах технологічної проби оцінено орієнтовно, так як через складнощі виділення мономінеральних фракцій тонкого матеріалу вміст  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  в польових шпатах і нефеліні прийнято за результатами рентген-флюоресцентного аналізу нефелін-польово-шпатових фракцій (0,05 %) для егірину та лепідомелану, для пірохлору — дані досліджень *Гиредмету* [3].

Тантал. Кількість пентоксиду танталу у вихідній пробі не перевищує 0,005 %, але в пірохлорвмісних продуктах збагачення вона зростає, досягаючи 0,9 % в отриманих концентратах. Співвідношення  $\text{Nb}_2\text{O}_5 : \text{Ta}_2\text{O}_5$  в цих продуктах коливається несуттєво, і складає в середньому 20:1.

Циркон є основним носієм цирконію в досліджуваних пробах. Масова частка його в пробах змінюється від 0,74 % (проба № 1) до 0,88 % (проба № 3). Утворює невеликі гніздові скупчення із тісно зрощених зерен ізометричних, або дипірамідальних кристалів розміром 0,04–3,0 мм. Густина циркону —  $4,2 \text{ г/см}^3$ .

Таблиця 3.4 – Результати напівкількісного спектрального аналізу проб

Проба	Компоненти, %												
	U	Pb	Ni	Ga	Ag	Sn	Be	Sr	Cu	Ba	Y	Yb	La
№ 1	0,002– –0,005	0,005	0,001– –0,002	0,005– –0,010	сліди	0,002– –0,005	сліди	сліди	0,002	0,030	0,005	< 0,001	сліди
№ 2	0,005– –0,010	0,002	0,005	0,005	сліди	0,002– –0,005	сліди	сліди	0,002	0,030	0,010	≤ 0,001	сліди
№ 3	0,005– –0,010	0,002	≤ 0,005	0,005– –0,010	сліди	0,005	сліди	сліди	0,002	0,030	– – 0,010	≤ 0,001	сліди
Межа чутливості	0,002	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,005	0,001	0,030	0,001	0,001	0,020

Таблиця 3.5 – Фізичні та фізико–механічні властивості руд Мазурівського родовища

Природні різновиди рудних порід	Істинна густина, кг/м <sup>3</sup> ·10 <sup>3</sup>	Позірна густина, кг/м <sup>3</sup> ·10 <sup>3</sup>	Шпаруватість, %	Подрібнюваність, %	Робота руйнування, МДж/м <sup>3</sup>	Тривкість за Протод'яконовим
Маріуполіт (проба № 1)	2,66	2,59	2,6	72–96	46–273	6–19
Польовошпатовий метасоматит (проба № 2)	2,65	2,53	4,9	60–82	59–153	7–14
Нефелін–мікрокліновий пегматит (проба № 3)	2,66	2,55	3,8	76–92	35–110	5–11

У шліфах нерідко спостерігаються скелетні метакристали, які пророшують нефелін та польові шпати, і вміщуючи їх мікрровключення. Іноді циркон знаходиться у вигляді поодиноких зерен або зростків двох і більше кристалів (рис. 3.1 г). Часто зерна циркону знаходяться в асоціації з пірохлором. Колір мінералу коричневий або блідно-рожевий; після обробки кислотою HF стає безфарбним.

Таблиця 3.6 – Хімічний склад пірохлору з маріуполітів, за даними [3]

Оксиди	Вміст, %			
	Багаті маріуполіти	Рядові маріуполіти	Бідні маріуполіти	Середнє по маріуполітах
Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	3,2	3,0	3,0	3,6
Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	50,5	48,5	46,5	48,5
TiO <sub>2</sub>	5,1	5,6	4,2	5,0
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,7	1,1	2,4	1,4

Більшість зерен циркону немагнітні, але частині їх притаманна слабка магнітна сприйнятливність. В кислотах мінерал нерозчинний. Містить домішки HfO<sub>2</sub>, TiO<sub>2</sub>, Y<sub>2</sub>O<sub>3</sub> та Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> (табл. 3.8).

При подрібненні руди циркон розколюється на гострокутні уламки, але внаслідок своєї твердості не переподрібнюється і рівномірно розподіляється по всіх класах. В процесах збагачення циркон накопичується в концентратах гравітації, слабوماгнітних продуктах електромагнітної сепарації та ефективно вилучається.

Таблиця 3.7 – Розподіл Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> по мінералах технологічної проби

Мінерали	Вміст мінералу в пробі, %	Вміст Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub> у мінералі, %	Розподіл, %
Пірохлор	0,18	48,5	69,39
Егірін	7	0,07	3,89
Лепідомелан			
Альбіт			
Мікроклін	92	0,034	24,81
Нефелін			
Циркон	1,0	0,24	1,91
<b>ВСЬОГО:</b>		0,1	100,0

Нефелін є породотвірним мінералом маріуполітів та мікроклін-нефелінових пегматитів. Масова частка його в пробах коливається від 1,8 % до 15,4 %.

Утворює ідіоморфні виділення та зерна неправильної форми в маріуполіті розміром від 0,5 мм до 16 мм, і більш крупні виділення в пегматиті. Інколи перевищують 7 – 10 см. По периферії кристалів нефеліну розвиваються содалітові, цеолітові та канкринітові облямівки. В зернах спостерігається велика кількість вкраплень альбіту, мікрокліну, егірину, біотиту, магнетиту розміром 0,01–0,07 мм.

Таблиця 3.8 – Хімічний склад монофракції циркону

Компоненти	Вміст, %	Компоненти	Вміст, %
ZrO <sub>2</sub>	61,20	SrO <sub>2</sub>	сліди
HfO <sub>2</sub>	1,22	Y <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,12
SiO <sub>2</sub>	29,80	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,24
TiO <sub>2</sub>	0,80	CeO	сліди
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,80	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	сліди
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,55	ThO <sub>2</sub>	сліди
Na <sub>2</sub> O	1,06	U <sub>3</sub> O <sub>8</sub>	сліди
K <sub>2</sub> O	0,35		

Іноді в шліфах ідіоморфний нефелін має кристалографічні обриси і тоді він різко відрізняється від інших мінералів породи. Але частіше зерна його мають нерівні краї і він тісно зростається з мікрокліном, лепідомеланом та іншими мінералами породи. В шліфах з верхнього рудного покладу нефелін звичайно каламутний від безлічі найдрібніших частинок вторинних мінералів (канкриніту та інших), які розвиваються по нефеліну. В шліфах з нижнього покладу він частіше чистий, прозорий. Як у верхньому, так і нижньому покладах, нефелін містить дрібні включення лепідомелану та рудних мінералів, які повністю не вивільнюються навіть при подрібненні руди до –0,2 мм. Густина нефеліну – 2,6 г/см<sup>3</sup>, мінерал немагнітний, розкладається в кислотах (HCl, HF).

Мікроклін – основний породотвірний мінерал мікроклін–нефелінових пегматитів та один з головних породотвірних мінералів польовошпатових метасоматитів. Масова частка його в пробах коливається від 8,7 до 47,3 %. Він також утворює правильні досить крупні кристали ізометричного або короткостовбчастого обрису розміром від десятих часток до кількох міліметрів у нефеліновому сієніті, і до кількох сантиметрів — у пегматиті. Як і нефелін, він тісно зростається з іншими мінералами породи, і також містить дрібні, – соті та десяті частки міліметра, – включення лепідомелану, які важко вивільнюються лише при тонкому подрібненні.

Для мікрокліну характерні пертитові виділення розміром 0,001–0,01 мм. Інколи трапляються виділення гратчастого мікрокліну без пер-



титів. Місцями зерна мікрокліну містять включення альбіту, біотиту, егірину, магнетиту, гематиту, сульфідів заліза. Зрідка по мікротріщинах у мікрокліні спостерігається його карбонатація (рис. 3.2 е).

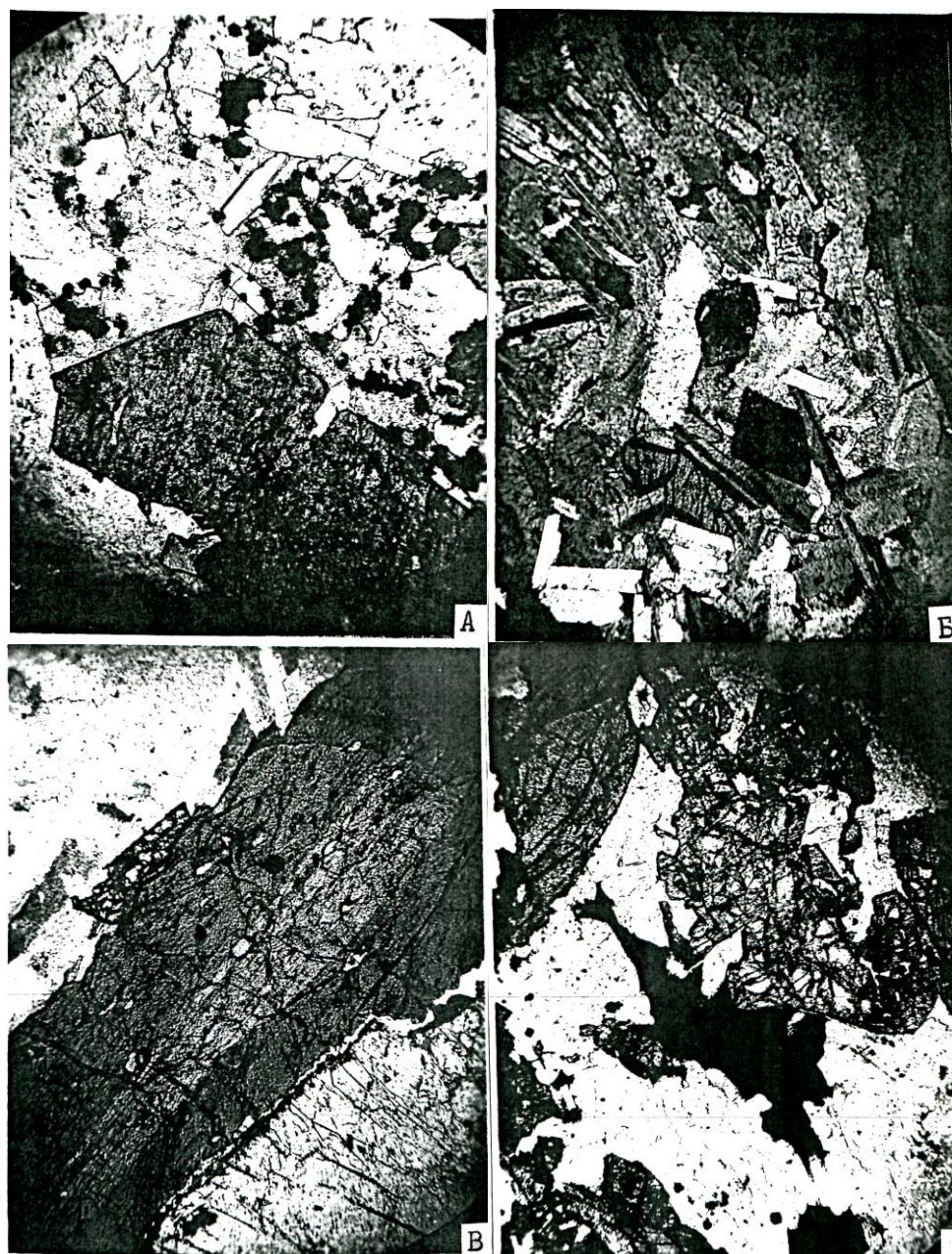


Рис. 3.1. – Форми знаходження пірохлору та циркону у вихідній руді [14]:  
 Прохідне світло, з аналізатором (Б,В) та без аналізатора (А,Г). Збільшення  
 x112 (Б,Г) та x250 (А,В). А,Б,В – пірохлор – чорне, А,В,Г – виділення цир-  
 кону – кристали з високим рельєфом. А,Б,В,Г – польові шпати, нефелін –  
 світле, егірін (В,Г) – темно-сіре.



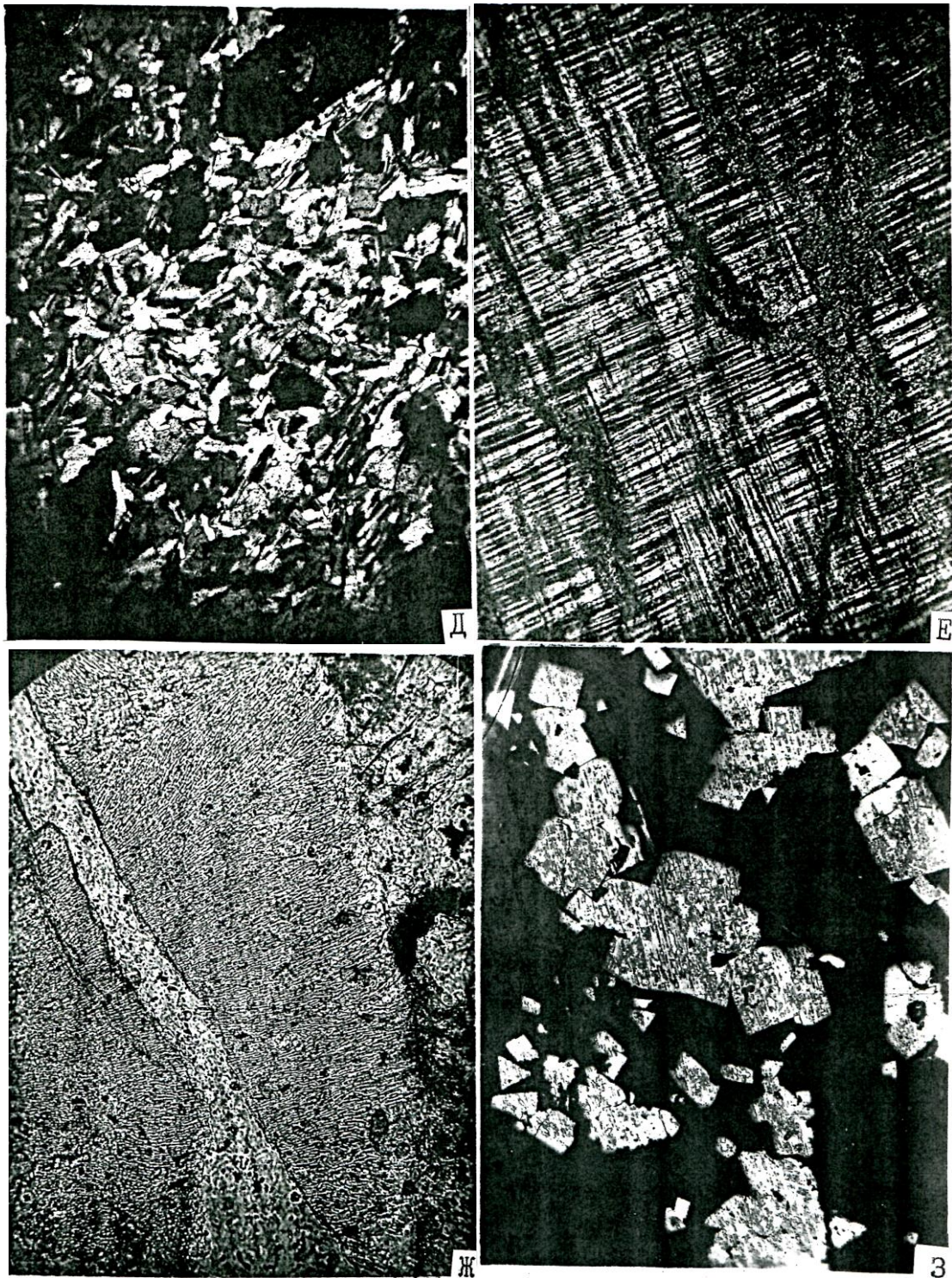


Рис. 3.2. – Структурні особливості породотвірних та акцесорних мінералів вихідної руди [14]:

Прохідне світло (Д,Е,Ж), з аналізатором (Д,Е) та без нього (Ж). Збільшення  $\times 37$  (Д) та  $\times 112$  (Е,Д). Д – агрегати альбіту; Е – мікроклін з прожилками карбонатів, Ж – тонкоголчасті агрегати цеолітів, що розвинені по нефеліну. Відбите світло (З), без аналізатора, збільшення  $\times 100$ , ідіоморфні кристали піриту (світле) у польвошпатовій масі (темне).



Густина мікрокліну –  $2,6 \text{ г/см}^3$ , мінерал немагнітний, непровідник електричного струму; в кислотах, окрім HF, не розкладається.

Альбіт є головним породоутворюючим мінералом для маріуполіту та польовошпатових метасоматитів. Масова частка його в пробах коливається від 27,02 до 66,64 %. У породі альбіт утворює невеликі виділення – від 0,06 мм (рис. 3.2д) до 16,3 мм (рис. 3.1б), – і прожилки, які складаються з видовжених призматичних зерен, серед яких знаходяться гніздові скупчення дрібних кристалів та зерен циркону, пірохлору, біотиту, егірину. Звичайно зерна альбіту видовжено–пластинчатої (листої) форми. Місцями зерна альбіту карбонатизовані, серицитизовані. Особливо це характерно для проб № 2 і № 3.

У шліфах альбіт безбарвний, прозорий з чітко вираженими типовими для цього мінералу двійниками. Кородує та заміщує нефелін і калішпат, а також утворює в них дрібні ідіоморфні пойкилітові включення.

Лепідомелан (біотит) має вигляд невеликих тонких лусочок неправильної форми, розмір яких коливається від 10 мм до 30 мм. Звичайно ці лусочки утворюють невеликі гнізда та витягнуті скупчення, а також тонку розсіяну вкрапленість. Лепідомелан міцно зростається з польовими шпатами, головним чином з мікрокліном та нефеліном, від яких не відділяється повністю навіть при подрібненні до  $-0,2 \text{ мм}$ , та зберігається у вигляді зростків.

При подрібненні проби мінералів лепідомелан легко переподрібнюється, шламується і в результаті накопичується переважно в тонких класах. У мікроскоп видно чіткий плеохроїзм від зеленувато–бурого кольору до світлого жовтувато–зеленого.

Густина лепідомелану  $3,0\text{—}3,1 \text{ г/см}^3$ ; має слабку магнітну сприйнятливість і легко розкладається соляною кислотою. В процесі збагачення лепідомелан разом з егірином зосереджується в магнітних продуктах.

У відібраних мономінеральних фракціях лепідомелану з маріуполітом міститься від 0,07 %  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  і 0,036 %  $\text{ZrO}_2$  (у бідних маріуполітах) до 0,13 %  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  і 0,023 %  $\text{ZrO}_2$  (у багатих маріуполітах). Вміст в пробах – від 1,1 % до 5,7 %.

Егірин є одним з основних темнокольорових породотвірних мінералів досліджуваних проб. Масова частка в пробах коливається від 3,2 % до 5,5 %. У маріуполітах утворює дрібні ідіоморфні видовжено–призматичні голчасті кристали розміром 0,8–1,5 см. У пегматитах для

егірину характерні більш крупні кристали розміром 1,5–5,0 мм. У подрібненій руді знаходиться у вигляді призматичних спайних уламків, часто прямокутних, з чітко помітними тріщинами спайності, темно-зеленого кольору розміром 0,1–1,8 мм. Під мікроскопом прозорий, спостерігається плеохроїзм у жовтувато-зелених кольорах. При подрібненні руди накопичується, на відміну від лепідомелану, переважно в більш грубих класах. Мінерал характеризується слабкою магнітною сприйнятливістю, і разом з лепідомеланом концентрується в магнітних фракціях густиною від 2,9 до 3,6 г/см<sup>3</sup>. Чисто відібрані мономінеральні фракції егірину з маріуполітів містять Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> від 0,06 % (бідні маріуполіти) до 0,137 % (багаті маріуполіти), ZrO<sub>2</sub> до 0,027 %.

У проміжних за густиною фракціях технологічної проби (від 2,9 до 3,6 г/см<sup>3</sup>), що містять егірин та біотит, хімічними аналізами визначено вміст Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> від 0,36 % до 0,40 %, очевидно, за рахунок мікрочлукочень пірохлору.

Канкриніт та содаліт присутні в невеликій кількості в асоціації з нефеліном. Вони розвиваються переважно по периферії кристалів нефеліну або заповнюють мікротріщини в ньому. Під мікроскопом колір канкриніту найчастіше жовтий, а содаліту – безбарбний. У польовошпатових метасоматитах ці мінерали практично відсутні.

Цеоліти в пробах складають 0,3–0,4 %. Під мікроскопом вони безбарвні. Присутні у вигляді облямівки навколо зерен нефеліну та по периферії мікротріщин в ньому (рис. 3.2ж). Обрис кристалів стовпчастий, голчастий. За даними рентгенофазового аналізу цеоліти в пробах представлені натролітом. Розмір зерен натроліту – від 0,01 до 0,1 мм.

Кальцит в пробах міститься в кількості 0,4–1,2 %, як другорядний мінерал. Найчастіше він розвивається по альбіту, місцями повністю заміщуючи його. Кальцит також заповнює мікротріщини в альбіті та мікрокліні.

Лужна рогова обманка у невеликій кількості присутня в усіх пробах, а в пробі № 3 складає 2,2 %. Під мікроскопом спостерігається плеохроїзм від оливково-коричнювато-зеленого до синього. Рогова обманка утворює неправильні зерна та взаємні пророщення з егірином, іноді повністю заміщуючи останній.

Магнетит, гематит, ільменіт, гідрооксиди заліза, сульфід заліза присутні в усіх пробах у кількості 0,35 – 0,14 %. Вкрапленість їх зерен та агрегатів зустрічається в усіх породотвірних мінералах. Зерна часто ізометричні, інколи неправильні, розміром від 0,01 до 0,15 мм.

Місцями гематит розвивається по ільменіту, заміщуючи його повністю. Сульфіди заліза представлені піротином та піритом. Відмічаються у вигляді невеликих скупчень в польовошпатовій породі (рис. 3.2 з).

Таким чином, досліджені проби характеризуються складним речовинним складом з вмістом мінералів від 0,09 % (пірохлор) до 67 % (альбіт), крупністю зерен від 0,007 мм (пірохлор) до 20 мм (нефелін).

За своїми фізичними особливостями руда розпушується. Найбільш зруйнованою є структура пірохлору, який при подрібненні руди розпорошується і залишається у вигляді примазок на поверхні породотвірних мінералів–алюмосилікатів. У зв'язку з цим гравітаційно–магнітними методами із зернистої частини подрібненої руди неможливо вилучити більше, ніж (30–32) % ніобію. Для підвищення вилучення пірохлору необхідно застосовувати спеціальні технічні методи і засоби для вилучення найбільш тонких частинок руди, а також вдосконалювати методи рудопідготовки для забезпечення селективного розкриття мінералів.

### **3.2 Дослідження закономірностей розкриття рідкіснометалічних руд при їх подрібненні у кульовому млині**

Дослідження проведені на трьох пробах руди з масовою часткою  $Nb_2O_5$  – 0,104...0,050 % та  $ZrO_2$  – 0,570...0,449 %. Для визначення оптимальної крупності подрібнення руди та оптимальних показників гравітаційного збагачення, руду подрібнювали до 4–0 мм; 0,5–0,0 мм; 0,15–0 мм; 0,071–0 мм та 0,044 –0 мм і піддавали розділенню у важких рідинах при густині розділення від 2400 кг/м<sup>3</sup> до 4200 кг/м<sup>3</sup>.

За результатами аналізу гранулометричного складу руди, подрібненої до різної крупності, побудовані графіки динаміки розкриття зерен пірохлору і циркону в залежності від крупності подрібнення вихідної руди. Аналіз результатів показав, що закономірності в розподілі  $Nb_2O_5$  і  $ZrO_2$  по класах крупності не спостерігається. В той же час відмічається деяке зниження вмісту цих компонентів у класі –0,044 мм, вихід якого із зниженням крупності вихідної руди з 4–0 мм до 0,071–0 мм зростає з десятих часток відсотка до 23,87 % (проба № 1) – 14,76 % (проба № 3).

При подрібненні руди до 4–0 мм основна частина пірохлору зосереджена в зростках з пустою породою. Непомітне зростання кількості

вільних зерен пірохлору і при подрібненні руди до 2–0 мм та 1–0 мм. Зерна циркону спостерігаються при подрібненні до 1–0 мм. Це пояснюється тим, що зерна пірохлору більш дрібні (0,2–0,003 мм), ніж зерна циркону (1,0–0,07 мм).

Більш тонке подрібнення (менше 0,5–0 мм) призводить до зростання вільних рудних зерен та зниження кількості зростків. Практично повне розкриття рудних зерен спостерігається при подрібненні руди до 0,044–0 мм. При цьому слід відмітити, що кількість видимих зерен пірохлору не перевищує 0,17 % (проба № 1) – 0,09 % (проби № 2, № 3); циркону – 0,74–0,88 %.

Графічно відносна залежність розкритих зерен пірохлору і циркону від крупності подрібнення наведена на рис. 3.3.

Так, при подрібненні руди до 0,5–0 мм кількість вільних зерен зросла на 20–37 % (якщо за 100 % прийняти кількість вільних зерен у руді, подрібненої до 0,044 – 0 мм), до 0,16 – 0 мм – на 32–58 %, до 0,071–0 мм – на 50–80 %. Така ж залежність спостерігається і з вільними зернами циркону.

Кількість класу мінус 0,044 мм із зниженням крупності вихідної руди підвищується: у пробі № 1 зростає від 15,66 до 23,87 %, у пробі № 2 та № 3 – від 7,30 до 14,76 %. В той же час вміст  $Nb_2O_5$  і  $ZrO_2$  в пробах № 1 та № 3 знижується, в пробі № 2 зростає, що пояснюється наявністю великої кількості біотиту в пробах № 1 та № 3, і зміненого вилугованого пірохлору та циркону у пробі № 2.

Результати седиментаційного аналізу класу 0,044 – 0 мм показали, що в ньому близько 35–40 % класу мінус 0,02 мм, в якому на частку класу мінус 0,01 мм припадає 6,98–21,9 %.

Виявлена закономірність росту кількості тонкого класу із зниженням крупності подрібнення руди. У більшості випадків відмічається деяке зниження вмісту  $Nb_2O_5$  і  $ZrO_2$  в тонких класах. Таким чином, подрібнення руди до різної крупності показало, що починаючи тільки з крупності мінус 0,5 мм відбувається вивільнення зерен пірохлору та циркону. Суттєве розкриття настає при крупності мінус 0,044 мм.

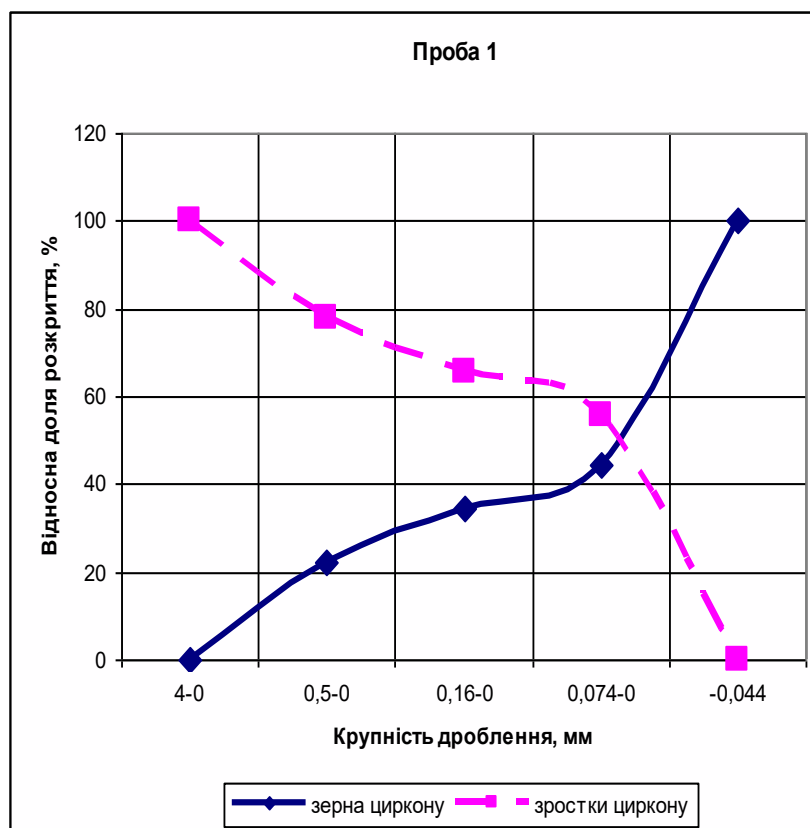
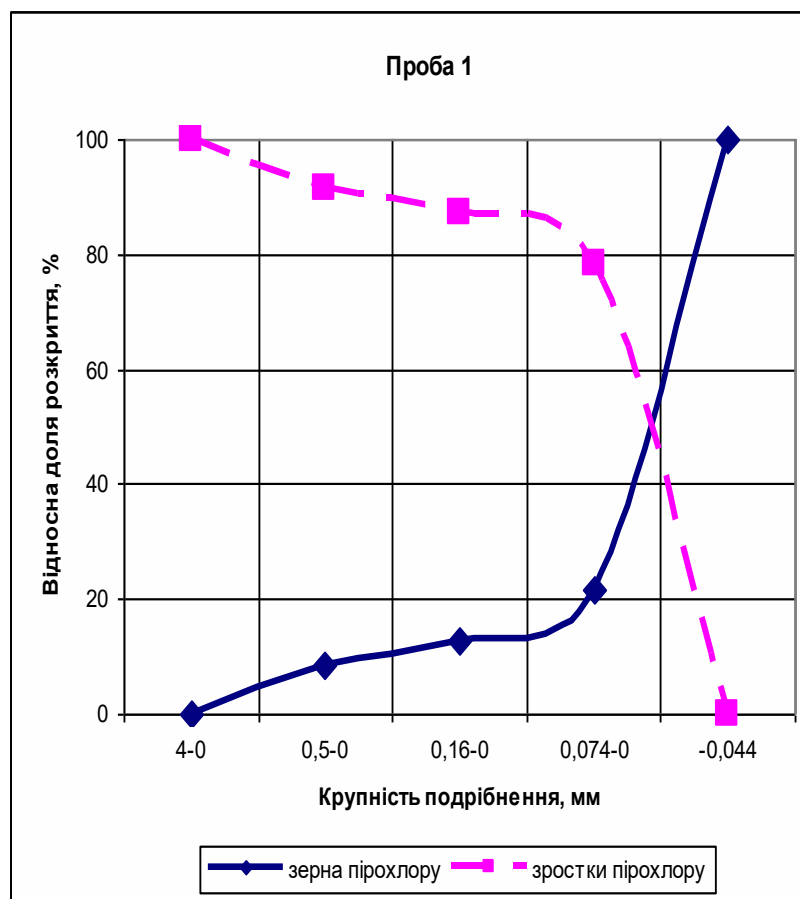


Рис. 3.3а.- Динаміка розкриття зерен пірохлору та циркону в залежності від крупності подрібнення вихідної руди (проба № 1, маріуполіт)

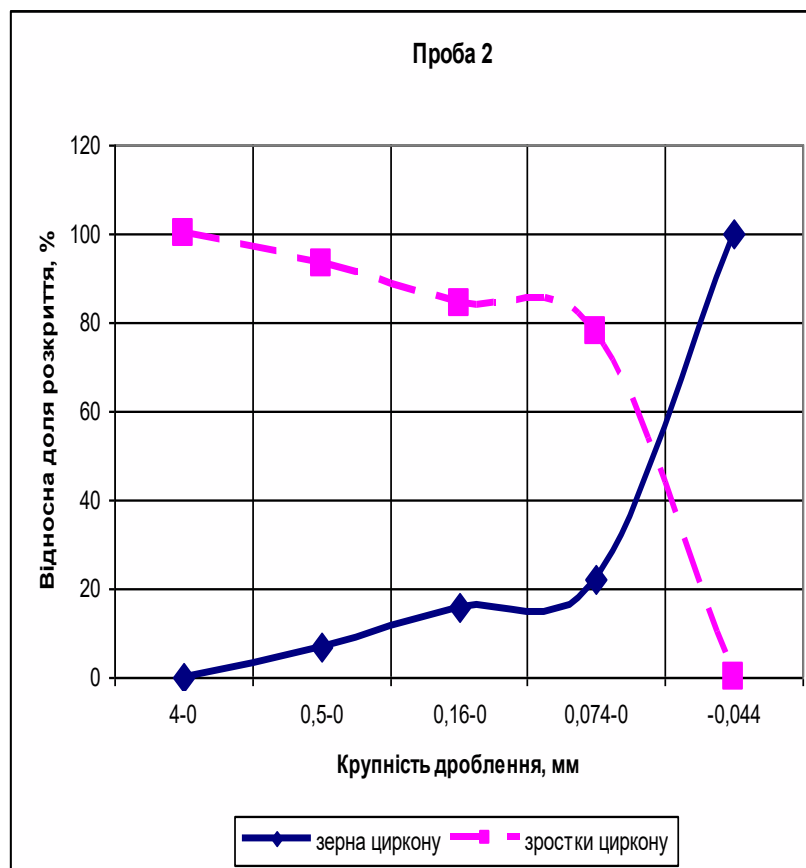
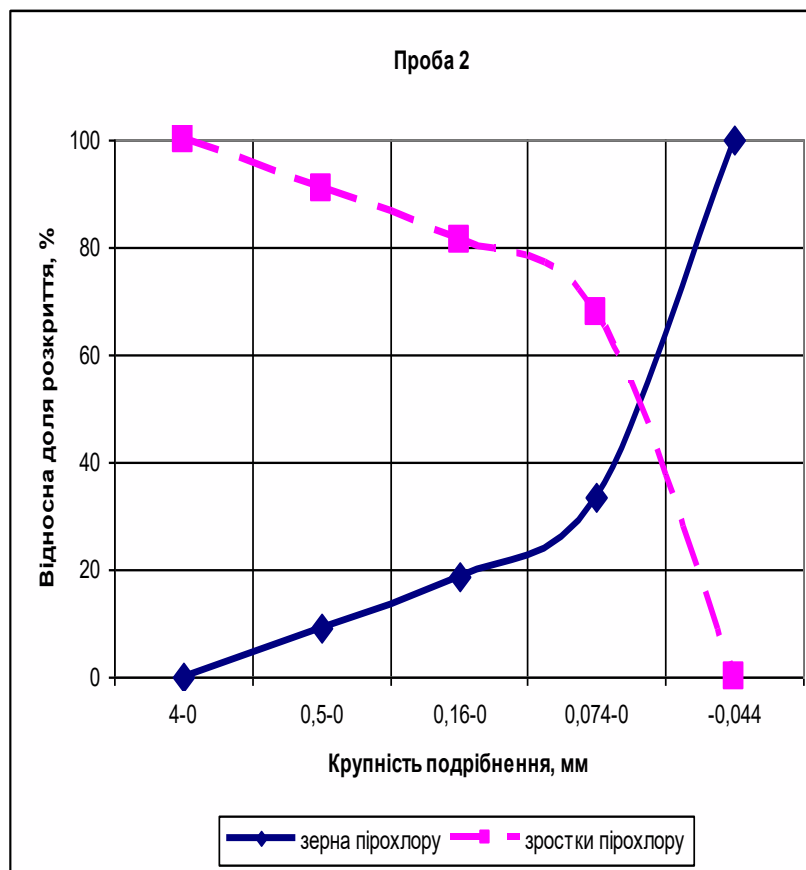


Рис. 3.3б. - Динаміка розкриття зерен пірохлору та циркону в залежності від крупності подрібнення вихідної руди (проба № 2, пегматит)



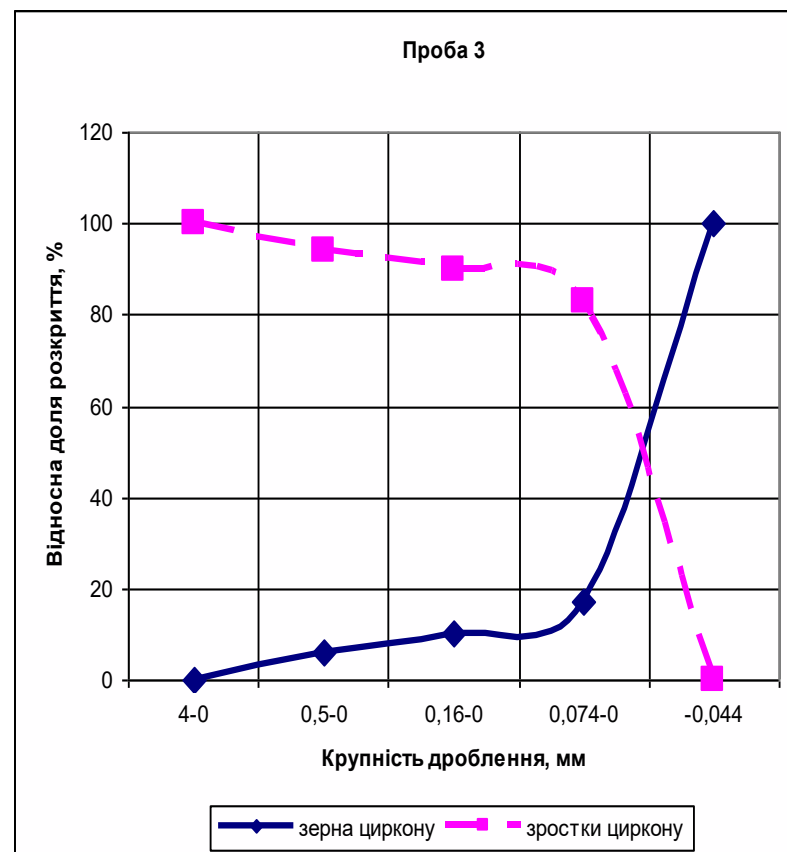
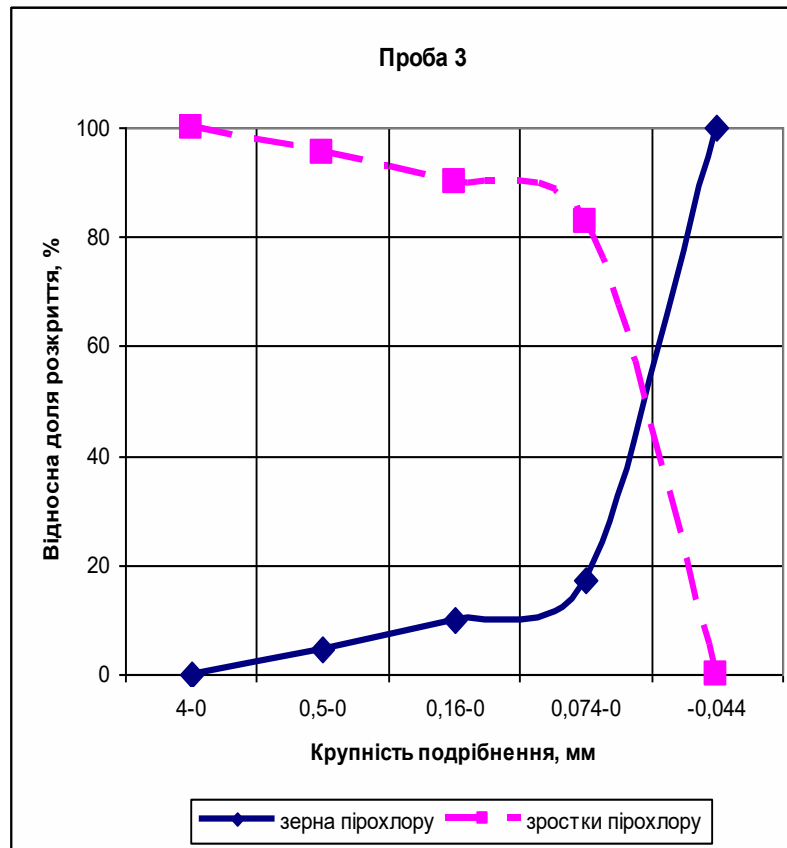


Рис.3.3в. – Динаміка розкриття зерен пірохлору та циркону в залежності від крупності подрібнення вихідної руди (проба № 3, метасоматит)

### 3.3. Гравітаційна характеристика руди, подрібненої до різної крупності.

Для визначення можливості збагачення руди гравітаційними методами був виконаний гравітаційний аналіз вихідної руди, подрібненої до різної крупності (від 4–0 до 0,044–0 мм). За результатами гравітаційного аналізу побудовані графіки 3.4–3.6.

Аналіз результатів гравітаційного розділення руди за густиною показав, що при подрібненні руди до 4–0 мм розділення руди за якістю не відбувається: вміст  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  і  $\text{ZrO}_2$  по фракціях близький до вмісту його у вихідній руді, тобто розподіляється рівномірно. Деяке підвищення вмісту  $\text{ZrO}_2$  спостерігається у фракціях густиною більше  $3600 \text{ кг/м}^3$ . Це пояснюється тим, що пірохлор і циркон представлені у вигляді зростків з нерудними (альбітом, мікрокліном, нефеліном).

Аналіз результатів гравітаційного розділення руди, подрібненої до крупності 0,5–0 мм та менше, показав на можливість зосередження основної частини вільних зерен пірохлору та циркону у фракції густиною вище  $4200 \text{ кг/м}^3$ . Частина рудних зерен відмічена у фракції  $4200\text{--}3600 \text{ кг/м}^3$ . Крім вільних рудних зерен у фракціях важче  $3600 \text{ кг/м}^3$  зосереджуються багаті зростки рудних з нерудними, а також зерна та зростки ільменіту, магнетиту, гематиту і сульфідів заліза. Зростки пірохлору та циркону спостерігаються практично у всіх фракціях.

Більш багаті зростки переважають у важких фракціях (більше  $3600 \text{ кг/м}^3$ ). Підвищений їх вміст відмічається у фракції  $4200\text{--}3600 \text{ кг/м}^3$ . Крім перерахованих мінералів до важкої фракції входять вільні зерна та зростки нерудних мінералів.

Найбільш високий вміст  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  і  $\text{ZrO}_2$  відмічається у фракції важкої  $4200 \text{ кг/м}^3$  – 3,35–5,941 та 37,200–55,061 % відповідно.

Певної залежності в розподілі  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  і  $\text{ZrO}_2$  по фракціях  $3600\text{--}2600 \text{ кг/м}^3$  не спостерігається. В той же час відмічено деяке підвищення якості у фракціях  $2800\text{--}2600 \text{ кг/м}^3$ , що потребує додаткового вивчення.

У легких фракціях (менше  $2600 \text{ кг/м}^3$ ), представлених в основному зернами і зростками нефеліну, мікрокліну та альбіту, вміст  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  і  $\text{ZrO}_2$  дещо нижчий: масова частка  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  складає 0,023 % (проби № 2, № 3) – 0,037 % (проба № 1),  $\text{ZrO}_2$  – 0,045–0,080 (проба № 1) – 0,125–0,348 % (проби № 2, № 3).

Підвищена якість легких фракцій пояснюється не лише присутністю в них зростків рудних з нерудними, але й за рахунок плівок та примазок пірохлору та циркону на нерудних мінералах. Такі ж плівки та примазки помічені у всіх фракціях, окрім важких.

Вихід важких фракцій (більше  $3600 \text{ кг/м}^3$ ) залежить від крупності подрібнення вихідної руди та зростає із зниженням крупності. Різке зростання виходу відмічається при крупності вихідної руди  $0,5\text{--}0 \text{ мм}$  –  $70\text{--}80$  відсотних % у порівнянні з класом  $4\text{--}0 \text{ мм}$ ;  $90\text{--}98$  % – при крупності подрібнення руди до  $0,074\text{--}0 \text{ мм}$  (за  $100$  % прийнято максимально можливий вихід важкої фракції, отриманий із руди, подрібненої до  $0,044\text{--}0 \text{ мм}$ ) (рис. 3.4).

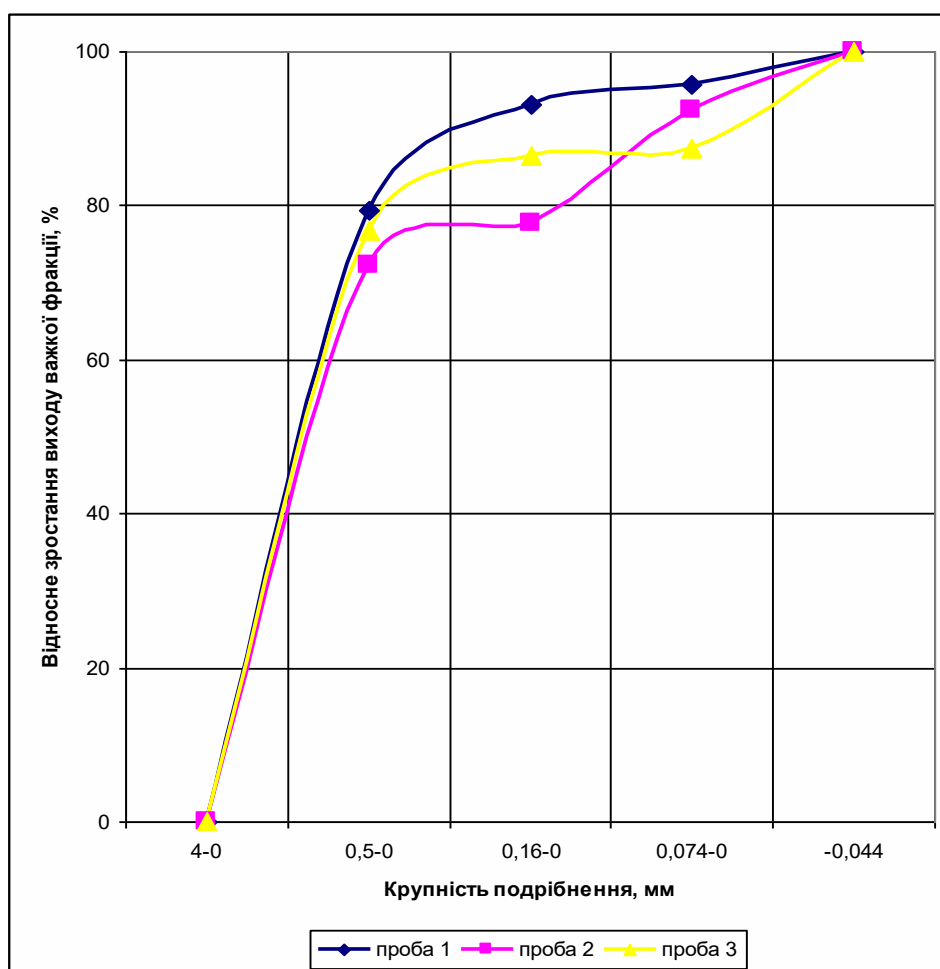


Рис. 3.4. – Зміна виходу важкої фракції ( $>3600 \text{ кг/м}^3$ ) в залежності від крупності подрібнення вихідної руди

Зміни вилучення  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  і  $\text{ZrO}_2$  до важкої фракції графічно представлено на рис. 3.5. Із зниженням крупності вихідного продукту в усіх пробах відмічається підвищення вилучення  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  і  $\text{ZrO}_2$  до важкої фракції, отже зниження втрат з легкої.

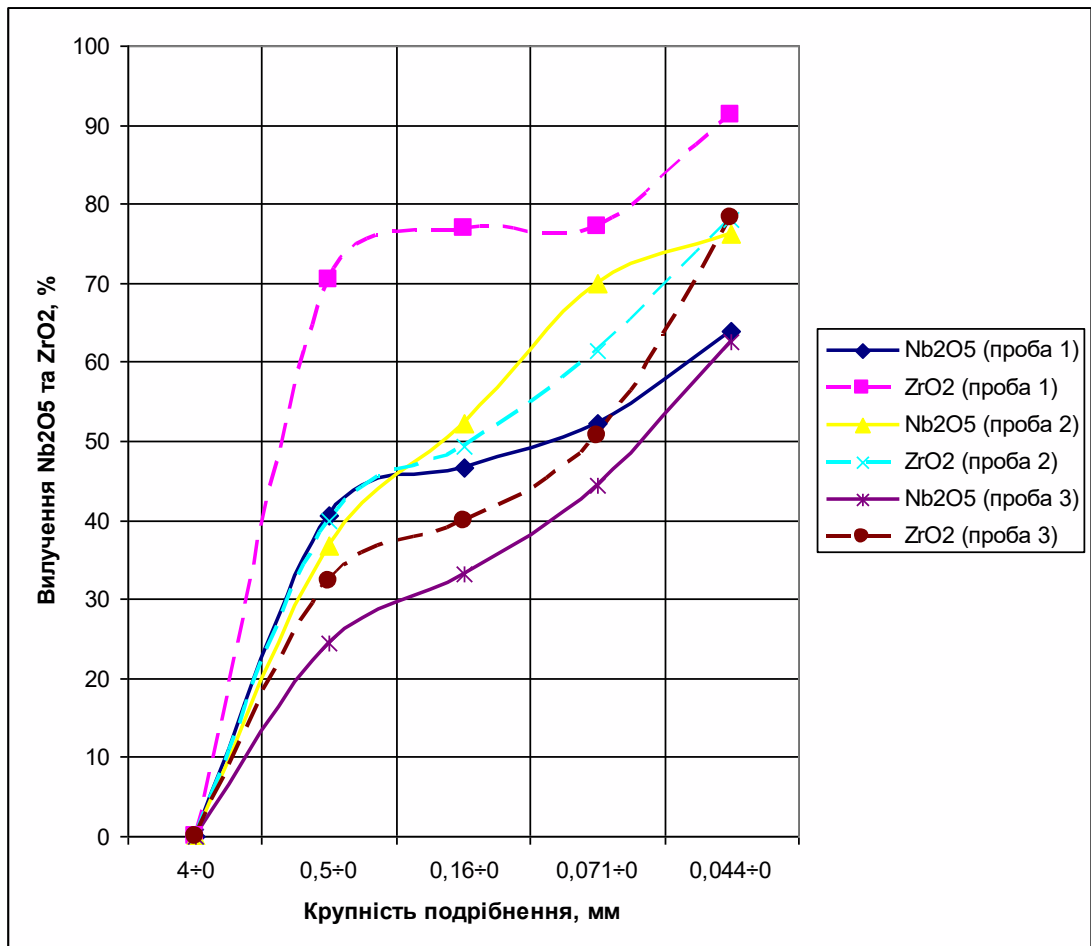


Рис. 3.5. – Зміна вилучення  $Nb_2O_5$  та  $ZrO_2$  у важку фракцію в залежності від ступеню подрібнення вихідної руди

Розподіл вилучення  $Nb_2O_5$  по фракціях графічно представлено на рис. 3.6. Різке підвищення вилучення спостерігається при густині менше  $2800 \text{ кг/м}^3$ . Тобто втрати  $Nb_2O_5$  з легкою фракцією складають 50–35 %, причому із зниженням крупності втрати зменшуються приблизно на 10 %.

Таким чином, фракційний аналіз проб руди, подрібненої у кульовому млині до різної крупності, показав можливість збагачення руди крупністю менше 0,5 мм гравітаційним методом, з отриманням чорного концентрату (більше  $3600 \text{ кг/м}^3$ ) з вмістом  $Nb_2O_5$  – 1,509–4,153 %,  $ZrO_2$  – 19,832–27,456 %.

При цьому вилучення складає: з руди крупністю 0,5–0 мм  $Nb_2O_5$  – 24,49–40,66 %,  $ZrO_2$  – 32,18– 70,31 %; при подрібненні до 0,044 – 0 мм – 62,45–76,32 та 77,93–91,15 % відповідно.

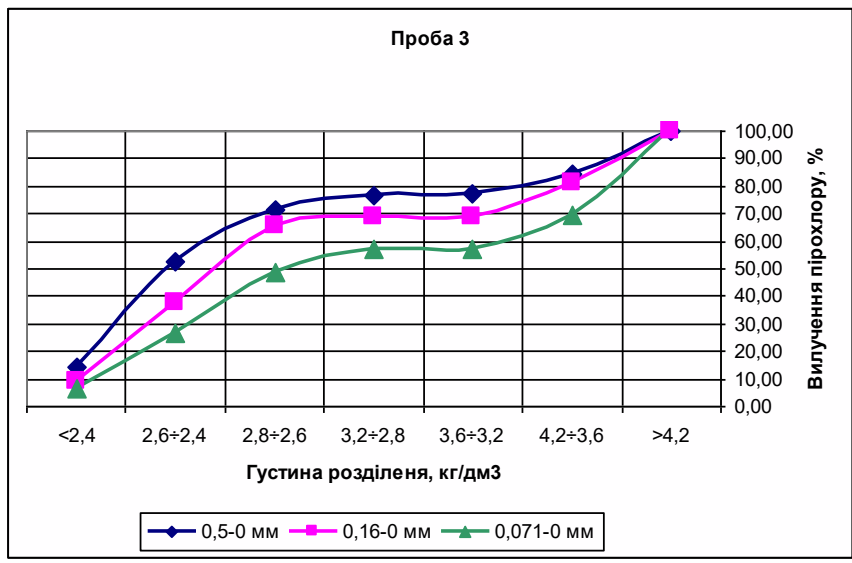
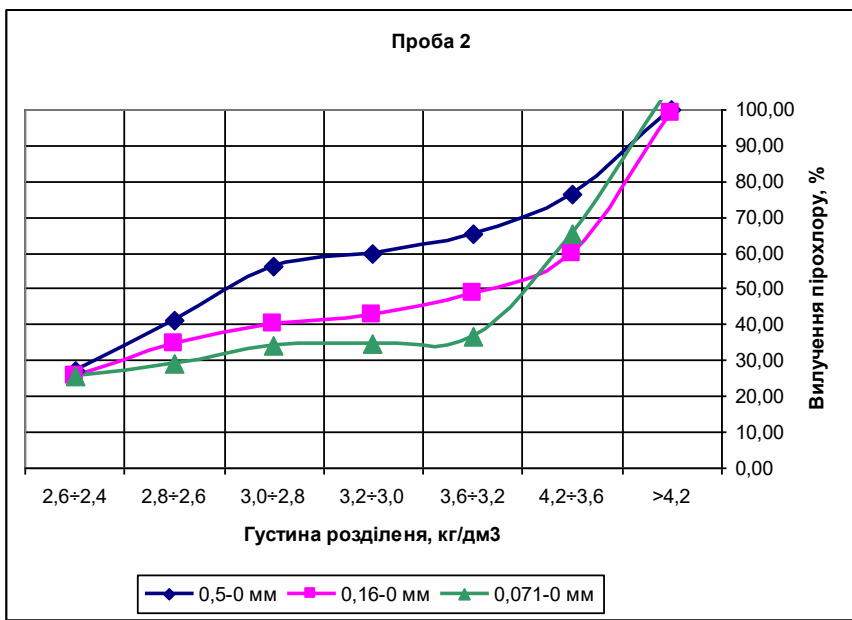
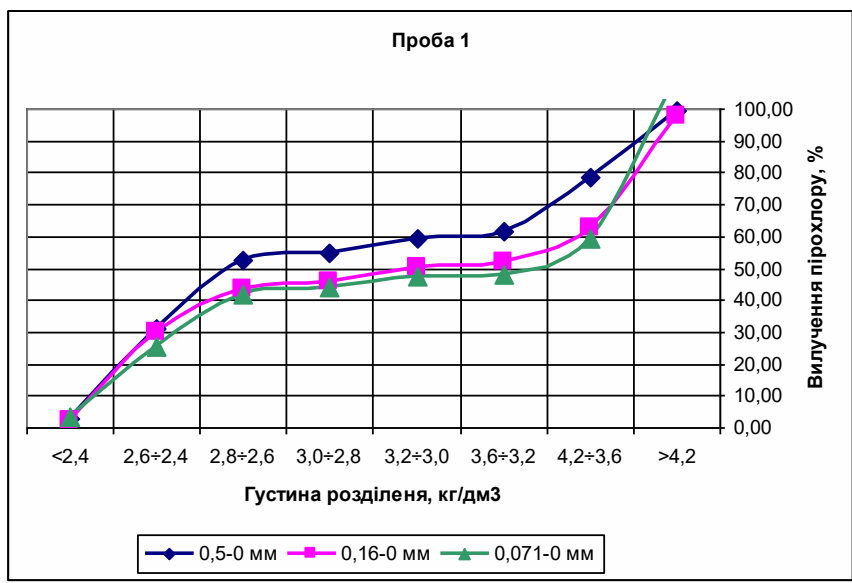


Рис. 3.6. – Розподіл вилучення Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> за густиною

### 3.4. Визначення оптимального способу дезінтеграції

Селективна дезінтеграція різних руд в апаратах відцентрово-ударної дії досліджувалася в багатьох роботах [4–7]. У роботі [7] вперше були виявлені закономірності подрібнення рідкіснометалічних руд кількох родовищ. Зроблено висновок, що при цих способах дезінтеграції основна маса вмісної породи руйнується по площинах спайності. Характер руйнування руд і мінеральних зерен в результаті подрібнення значною мірою визначається структурними особливостями. Навіть при однакових стискаючих, розтяжних чи зсувних навантаженнях напружений стан і деформації грудки руди та окремих зерен будуть складними.

Нами досліджувався основний різнотип руд Мазурівського родовища – маріуполіт, – мінеральний та хімічний склад якого наведено в роботі [8]. Пірохлор – єдиний власне ніобієвий мінерал на Мазурівському родовищі. Як встановлено в роботі [9], в руді пірохлор знаходиться в незначній кількості (0,15–0,17 %) і спостерігається у спеціально виділених фракціях при мінералогічних аналізах у петрографічних шліфах. Він утворює невеликі гніздові скупчення з дрібних зерен в альбіті, рідше – в лепідомелані та егірині. Пірохлор має вигляд ідіоморфних ізометричних зерен та кристалів октаедричного обрису червонувато-коричневого або жовтувато-коричневого кольору, з жирним блиском.

В альбіті зерна пірохлору оточені дрібними тріщинками і тонкою (0,01– 0,02 мм) оболонкою з найдрібніших частинок слюдоподібного мінералу та кальциту, в лепідомелані – плеохроїчними ореолами.

Розміри зерен пірохлору звичайно знаходяться в межах 0,005–0,030 мм, інколи – до 0,05 мм, і лише в поодиноких випадках відмічаються зерна, що досягають 0,07– 0,20 мм. Внаслідок цього розкриття пірохлору відбувається тільки при тонкому подрібненні. В матеріалі крупніше 0,125 мм пірохлор знаходиться у вигляді включень, здебільшого в альбіті, в класі  $-0,125+0,063$  мм близько 27 % його виділяється у вільному вигляді, в класі  $-0,063+0,032$  мм – близько 60 %, а в класах дрібніше 0,032 мм він розкривається достатньо повно і його вільні зерна суттєво домінують над зростками. Густина пірохлору  $4,2 \text{ г/см}^3$ , міцність за шкалою Мооса – 2...3 [10].

Експериментальні дослідження подрібнення руд і визначення оптимального способу дезінтеграції включали вивчення кінетики подрібнення та розкриття рідкіснометалічних руд в млинах, які реалізують різні фізичні принципи подрібнення. Було випробувано кульове, стриж-

неве подрібнення, подрібнення у млинах ударно–відцентрового типу. В табл. 3.9 наведені технічні характеристики млинів.

Таблиця 3.9 – Технічні характеристики млинів

Назва дезінтегратора	Тип дезінтегратора	Продуктивність, т/год (об'єм, л)	Встановлена потужність, кВт	Маса проб, кг	Умови проведення експерименту	
					Максимальний розмір вихідної грудки, мм	Крупність подрібненого продукту, мм
Млин кульовий	МЛ–40	7 л	0,6	2,5	3	0,1
Млин стрижневий	84А–МЛ–1	40 л	1,0	12	3	0,1
Млин ударно–відцентрової дії	ДЦ–0,10	0,10	2,2	100	8	0,1

Для руд Мазурівського родовища характерним є дуже дрібна вкрапленість пірохлору, зерна якого мають розміри, в основному, менше 0,05 мм, а також порівняно висока міцність нерудних мінералів.

Наявність тонких вкраплень рудних мінералів (пірохлору) в рудах Мазурівського родовища вимагає подрібнення руди до 0,063 мм або й 0,044 мм для повнішого розкриття зростків. З іншого боку таке тонке подрібнення призводить до утворення великої кількості шламів (до 27 % від вихідної руди), з якими втрачається щонайменше 15–20 % Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub>. Вилучення цінних компонентів із шламів є досить проблематичним. Тому основним завданням було визначення такого способу рудопідготовки, при якому забезпечується низький рівень втрат цінних компонентів із шламами в результаті подрібнення, та високий ступінь розкриття по контактах спайності мінералів.

При дослідженні різних способів дезінтеграції первинна оцінка ефективності дезінтеграції руди у відповідності з першим критерієм (зниження втрат зі шламами) здійснювалася шляхом порівняння ситового складу подрібнених продуктів та розподілу цінного компоненту по класах крупності. Ці дані представлені на рис. 3.8–3.10.

Із наведених даних витікає, що для основного типу руд Мазурівського родовища – маріуполіту, – для способів подрібнення у кульовому та стрижневому млинах спостерігалось зростання вмісту пентоксиду ніобію в подрібнених продуктах в інтервалі крупності –0,090 +0,010 мм (максимум – в інтервалі –0,02 +0,01 мм). Для ударно–відцентрового способу подрібнення максимум вмісту пентоксиду ніобію в подрібне-

ному продукті спостерігався вже в інтервалі  $-0,056 + 0,044$  мм (рис. 3.7).

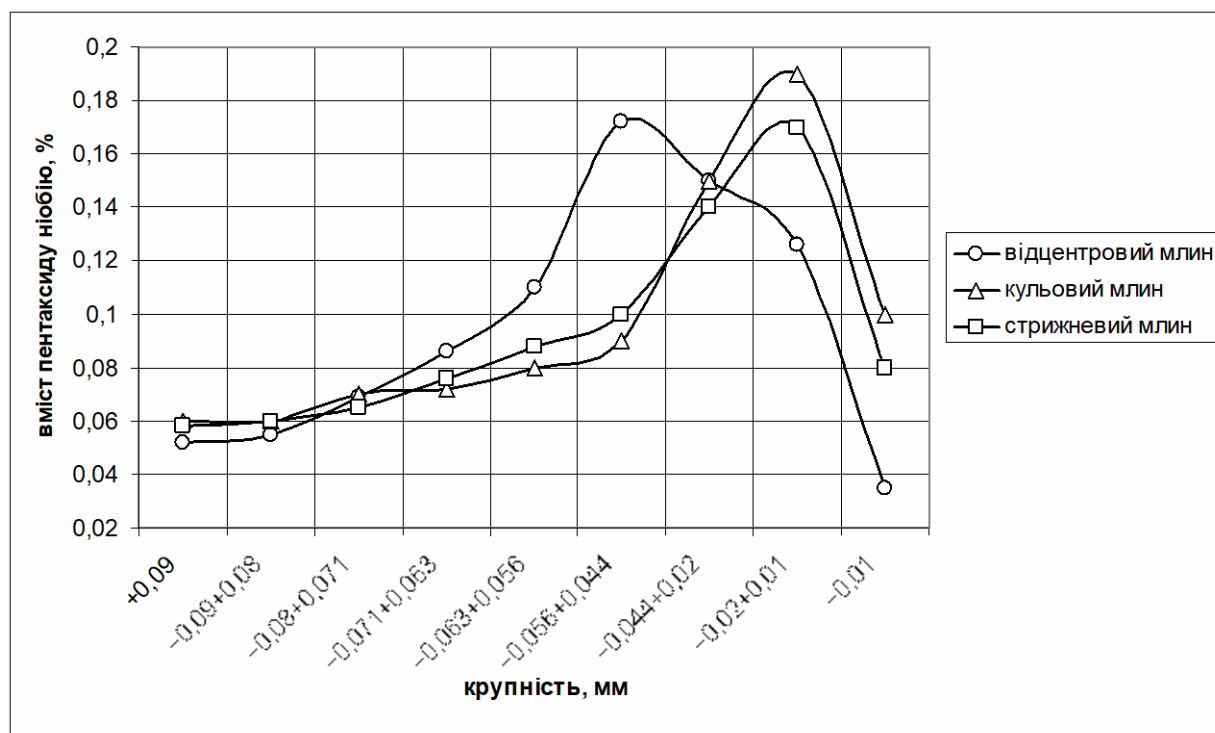


Рис. 3.7. – Залежність вмісту пентоксиду ніобію від крупності частинок подрібненого продукту та способу дезінтеграції

Максимуми виходу подрібненого матеріалу для способів подрібнення у кульовому та стрижневому млинах припадають на клас  $-0,044+0,02$  мм (рис. 3.8).

Для відцентрового подрібнення максимум припадає на клас  $-0,08+0,071$  мм. Це, ймовірно, пояснюється різною міцністю пірохлору та вмісних порід.

Аналіз розподілу пентоксиду ніобію по класах крупності (рис. 3.9) показує, що його вилучення в шлами ( $-0,01$  мм) є найнижчим при відцентровому подрібненні – не вище 0,03 відн. %, найвищим – до 12 % пентоксиду ніобію, – при подрібненні у кульовому млині.

Виявлено, що найбільш «чутливим» до структурних особливостей нефелінових сієнітів Мазурівського родовища є метод подрібнення у відцентровому млині. При його використанні спостерігається високий рівень частки інтеркристалітного (міжзернового) подрібнення (вище 85 %), що є однією з переваг даного процесу перед іншими традиційними способами подрібнення. Підвищена селективність подрібнення у млинах відцентрового типу дозволяє в подальшому (при збагаченні) вилучити у відходи значну частину породотвірних складових. Незважаючи на те, що вихід дрібних класів ( $-0,02$  мм) достатньо висо-



кий, втрати корисного компоненту з ними при відцентровому подрібненні складають лише 4–5 %.

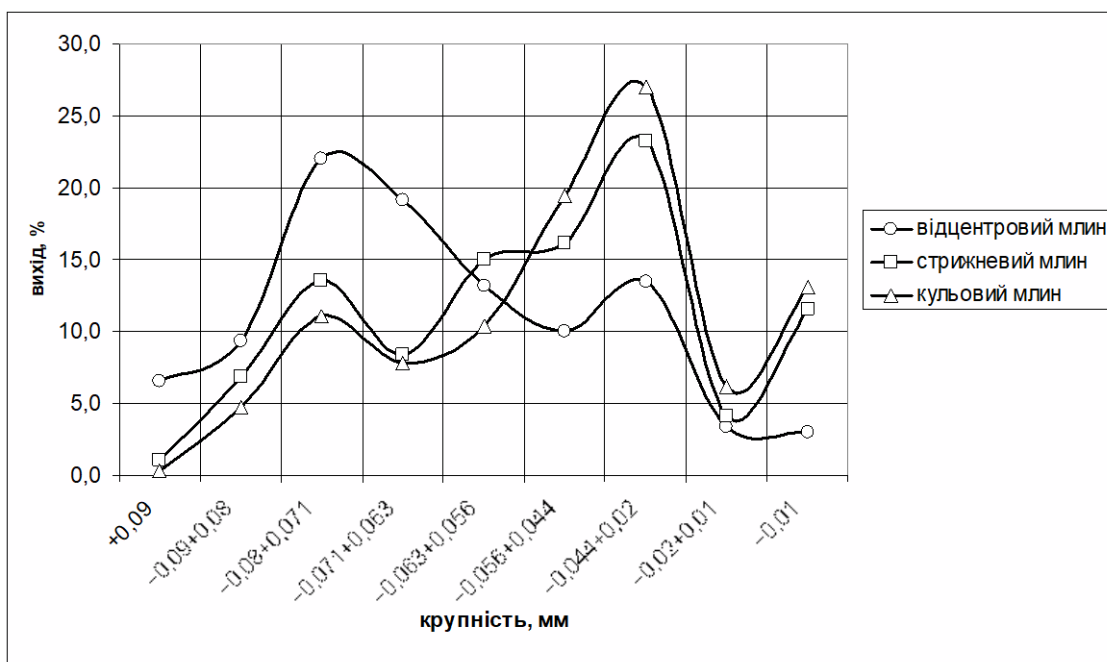


Рис. 3.8. – Залежність виходу класів від крупності частинок та способу дезінтеграції

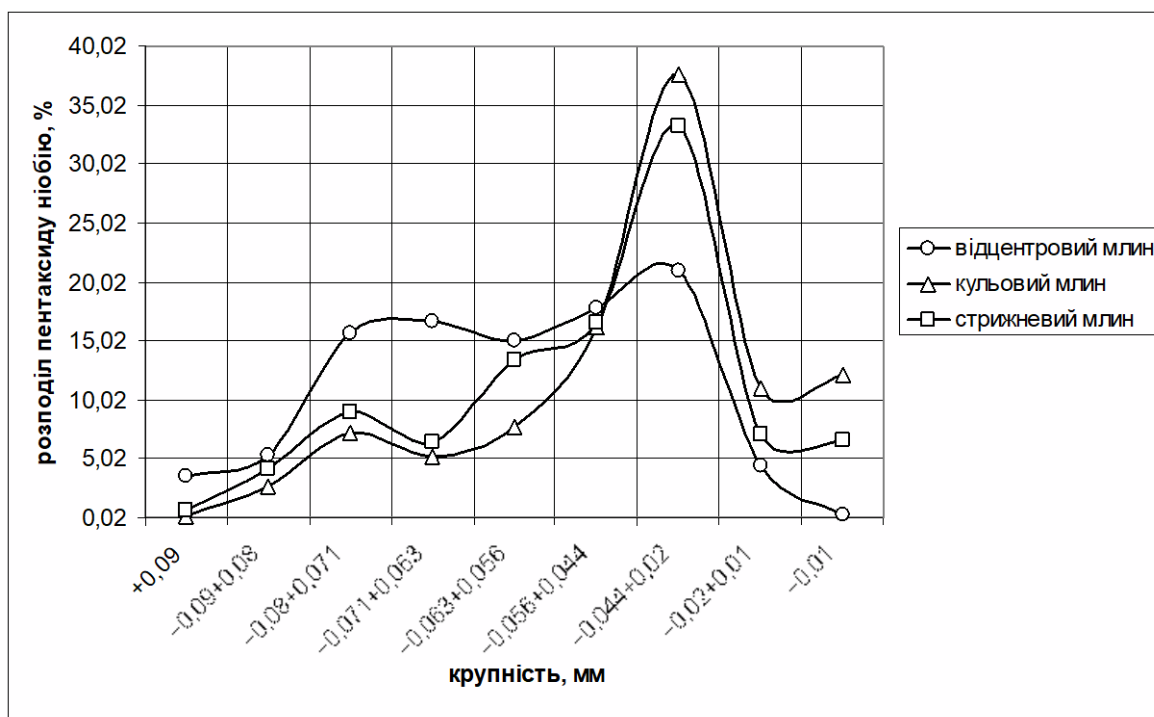


Рис. 3.9. – Залежність розподілу пентоксиду ніобію від крупності частинок подрібненого продукту та способу дезінтеграції

Таким чином, ударно–відцентрове подрібнення можна вважати оптимальним способом рудопідготовки рідкіснометалічної руди Мазурівського родовища з точки зору мінімізації втрат цінного компонента зі шламами. При його використанні спостерігається максимальне вилучення пірохлору в порівнянні з іншими способами. Проведений фракційний аналіз продуктів подрібнення по класах крупності підтверджує цей висновок.

Результати фракційного аналізу подрібненого матеріалу, виконаного за методикою [11], наведені на рис. 3.11, показують, що на відміну від інших способів дезінтеграції максимальне значення вилучення пентоксиду ніобію у важку фракцію густиною вище  $4,2 \text{ г/см}^3$  має місце в крупності  $-0,071-0,050 \text{ мм}$  при подрібненні у млині ударно–відцентрової дії. При цьому ж способі дезінтеграції втрати пентоксиду ніобію є мінімальними.

Дані по розкриттю досліджуваного різновиду руди – маріуполіту, – при дезінтеграції в різних апаратах наведені в табл. 3.10 (оцінка розкриття проводилася по нерудній складовій). Як бачимо, ступінь його розкриття після різних способів подрібнення коливається в широких межах. Оцінку результатів проводили за допомогою показника ефективності рудопідготовки по розкриттю руди, запропонованому Петровим [7]:

$$i = w / g * r,$$

де  $g$  – питома продуктивність подрібнювального обладнання по готовому класу крупності;

$w$  – питома продуктивність подрібнювального обладнання по розкритому рудному і нерудному продуктах;

$r$  – вміст нерудних мінералів у вихідній руді, частка од.

Сутність методу полягає в оцінці ефективності подрібнення руди до одного і того ж класу крупності в різних млинах за величиною істинної питомої продуктивності подрібнювального обладнання по готовому класу крупності ( $g$ ) та розкритому рудному і нерудному продуктах ( $w$ ). Показник роботи ефективності рудопідготовки найбільш повно характеризує можливість інтеркристалітного руйнування різних режимів і апаратів для дезінтеграції з точки зору руйнування сировини по площинах спайності. Чим вище його значення, тим більшу перевагу слід надати прийнятому способу руйнування.

Розрахована величина цього показника  $i$  для кожного способу дезінтеграції також наведена в табл. 3.10. На основі такого порівняння найбільш прийнятним виявилось відцентрово–ударне подрібнення, яке

суттєво перевищує найближче до нього за ефективністю подрібнення у млині стрижневого типу. Характерно, що величина показника ефективності рудопідготовки по розкриттю руди для цього способу дезінтеграції близька до одиниці, що свідчить про переважне розкриття руд по площинах спайності.

На рис. 3.10 та рис. 3.11 наведено залежність вмісту пентоксиду ніобію у важкій фракції (більше  $4200 \text{ кг/м}^3$ ) та гравітаційному промпродукті (більше  $3600 \text{ кг/м}^3$ ) для подрібненого матеріалу Мазуровського родовища. З наведених даних витікає, що подрібнення у відцентровому млині характеризується максимальним рівнем вилучення пентоксиду ніобію у важку фракцію при «технологічному» класі крупності  $-0,071 \text{ мм}$  та мінімальному його вмісту у відвальному продукті.

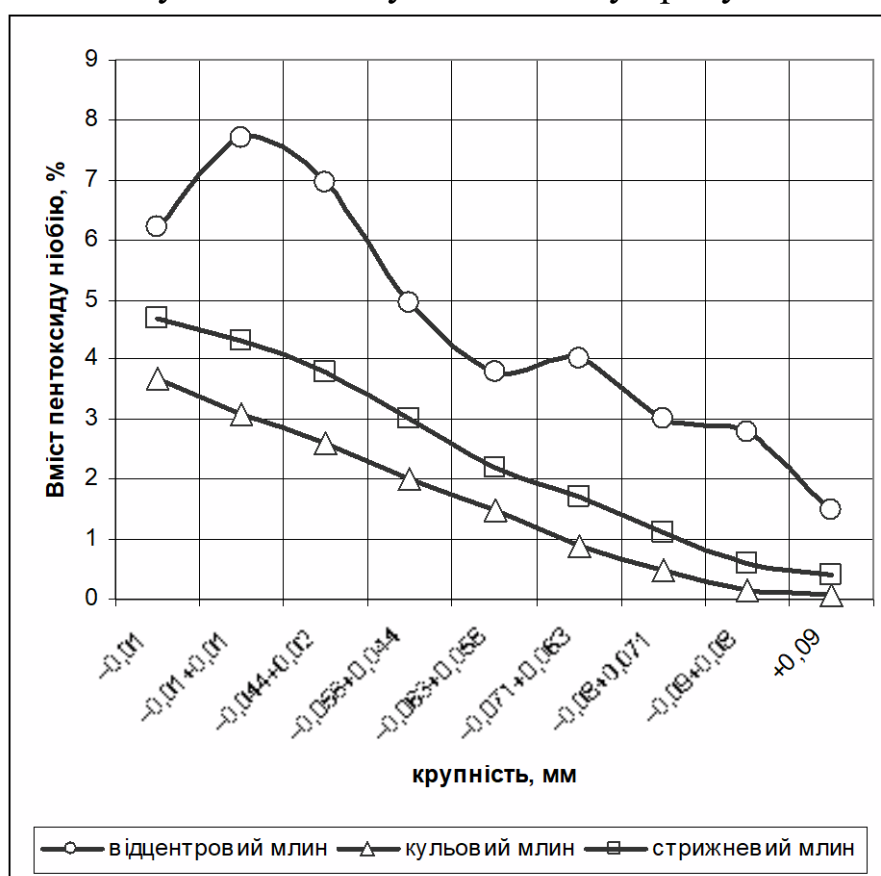


Рис. 3.10. – Залежність вмісту  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  у важкій фракції ( $\rho > 4,2 \text{ г/см}^3$ ) від крупності частинок та способу дезінтеграції

Порівнюючи результати оцінки селективності розкриття руд різними методами, треба сказати, що для руд Мазурівського родовища подрібнення у млині відцентрово–ударного типу дає найкращі результати. При цьому відбувається вибіркоче руйнування як рудних, так і нерудних (альбіту, мікрокліну, нефеліну) мінералів. Ступінь руйнування визначається характеристикою руд і способами дезінтеграції. Дані,

які підтверджують наявність селективного руйнування руд, наведені на рис. 3.7–3.11, та в табл. 3.10.

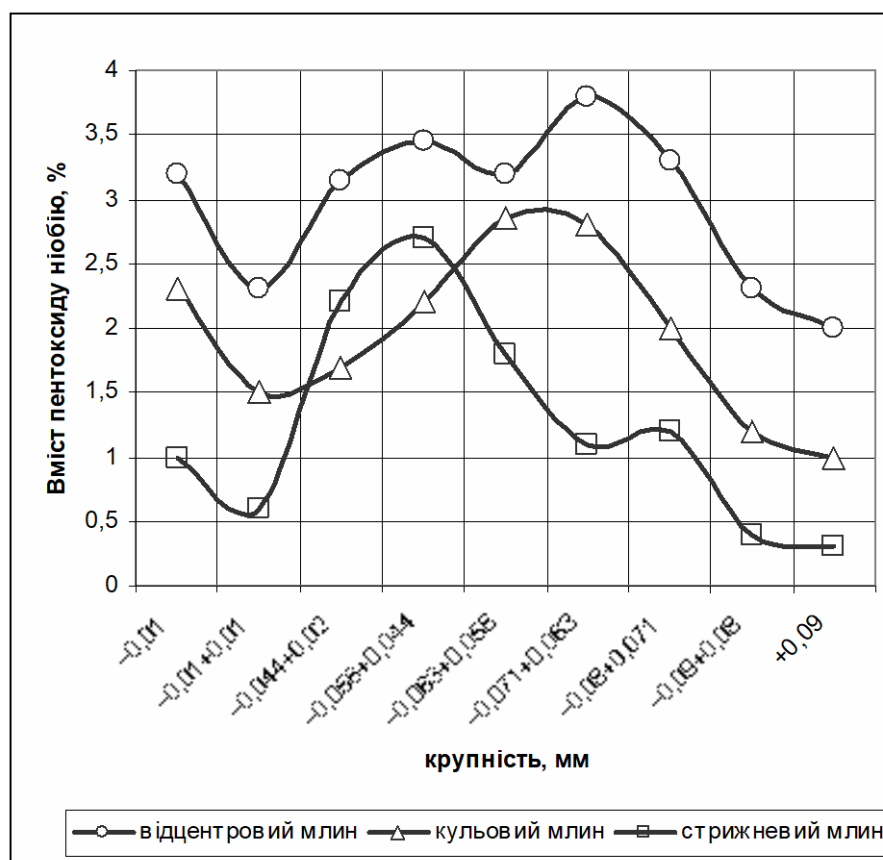


Рис. 3.11. – Залежність вмісту  $Nb_2O_5$  у важкій фракції ( $3,6 < \rho < 4,2 \text{ г/см}^3$ ) від крупності частинок та способу дезінтеграції

При подрібненні основного різновиду руд Мазурівського родовища, – маріуполіту, – відбувається суттєвий приріст масової частки пентоксиду ніобію в тонких класах. Такий приріст можна використати для фракціонованого збагачення крупних та дрібних класів після подрібнення. Але таке фракціонування має передбачати високу ефективність технології вилучення пентоксиду ніобію з тонких класів. Виходячи з критерію кращого розкриття руд, що визначається ступенем розкриття та коефіцієнтом ефективності рудопідготовки по розкриттю руди, оптимальним для руд Мазурівського родовища є подрібнення у апараті *відцентрово-ударного типу*. Цей метод забезпечує мінімум втрат зі шламами та краще розкриття. Вихід «технологічного» (найбільш розкритого) класу при цьому суттєво вищий (табл. 3.10).

Таблиця 3.10

## Оцінка результатів подрібнення маріуполіту

Способи подрібнення	Крупність подрібнення (% класу 0,1 мм)	Вихід класу, %				Вміст Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub> , %				Ступінь розкриття нерудного матеріалу, %	Показник інтеркристалічного руйнування (i), частка од.
		-0,044 мм		+0,044 мм		-0,044 мм		+0,044 мм			
		<2,8	>2,8	<2,8	>2,8	<2,8	>2,8	<2,8	>2,8		
Кульовий млин	96,3	43,84	0,96	51,77	3,43	0,070	2,95	0,040	0,59	77,4	0,38
Стрижневий млин	94,8	37,68	1,22	56,87	4,23	0,068	3,01	0,038	0,82	71,2	0,48
Млин ударно-відцентровий	93,5	18,30	1,60	74,16	5,94	0,027	0,92	0,023	4,70	93,7	0,87

### 3.5. Обґрунтування раціональних технологічних параметрів процесу селективної дезінтеграції руди

Для обґрунтування раціональних технологічних параметрів селективного подрібнення руди дослідження проводилися у відцентровому млині відцентрово–ударного типу ДЦ–0,36. Млин був оснащений динамічним відцентровим сепаратором та системою пиловловлювання.

Вивчалася залежність вмісту класу –0,044 мм у подрібненому продукті від частоти обертання ротора (прискорювача) млина, навантаження на млин по вихідній руді та крупності вихідної руди.

Вплив основних факторів на вміст ( $C$ , %) класу –0,044 мм у подрібненому продукті вивчали за допомогою активного експерименту. Для планування експерименту застосовували ротатабельний центральнокомпозиційний план другого порядку [12], який дозволяє одержати однакову точність поліноміальної моделі у всіх напрямках факторного простору у вигляді:

$$Y = b_0 + \sum_{1 \leq i \leq k} b_i X_i + \sum_{1 \leq i, l \leq k} b_{il} X_i X_l + \sum_{1 \leq i \leq k} b_{ii} X_i^2, \quad (3.1)$$

де  $Y$  – функція відгуку;  $b_0$  – вільний член;  $b_i$ ,  $b_{il}$ ,  $b_{ii}$  – коефіцієнти при змінних, коваріація та квадратичних членах;  $X_i$  – лінійні ефекти;  $X_i X_l$  – парні взаємодії;  $X_i^2$  – квадратичні члени;  $k$  – число незалежних змінних.

В основі методу лежить факторне планування типу ПФЕ  $2^n$ , матриця якого доповнюється «зоряними точками» і нульовими (центральними) точками.

Ядро плану представлено напівреплікою  $2^3$  ( $1=X_1 X_2 X_3$ ). Реалізовувалось 8 дослідів на основних рівнях та ще 6 дослідів в зіркових точках (величина зіркового плеча в цьому випадку дорівнює 1,682), і шість дослідів в центрі плану.

Вибрані фактори задовольняють вимогам керованості, незалежності, однозначності, яким повинні задовольняти варіативні чинники при плануванні експерименту.

Основні рівні, інтервали варіювання факторів та межі області дослідження, наведені в табл. 3.11, вибрані на основі апріорної інформації та за результатами попередніх експериментів [8].

Матриця планування та результати її реалізації наведені у табл. 3.12.

Таблиця 3.11. – Основні рівні, інтервали варіювання факторів та межі області дослідження

Параметр	Позначення	Код	Одиниці вимірювання	Основні рівні				
				+1,682	+1	0	-1	-1,682
Колова швидкість ротора відцентрового млина	$V$	$X_1$	м/с	86,88	80	70	60	53,18
Крупність вихідної руди	$d$	$X_2$	мм	18,7	16	12	8	5,3
Витрати вихідної руди	$Q$	$X_3$	кг/год	2841	2500	2000	1500	1159

Обробку результатів експериментів та аналіз регресійних моделей здійснювали за допомогою модуля «Планування експерименту» статистичної програми Statgraphics Plus [13, 15].

Обробка результатів експерименту (табл. 3.12) дозволила отримати модель у вигляді рівняння регресії з врахуванням значущості коефіцієнтів:

$$C = 50,409 + 9,71388X_1 - 8,01511X_2 - 4,98155X_3 - 1,97968X_1^2 - 0,99625X_1X_2 - 0,89375X_1X_3 + 0,848756X_3^2 \quad (3.2)$$

Коефіцієнти моделі наведено в нормованому (кодованому) виді.

Значущість коефіцієнтів моделі визначали за допомогою  $P$ -рівня і наведено на стандартизованому Парето-графіку (рис. 3.12). Вертикальна лінія на рисунку відповідає 95 % статистичній значущості коефіцієнтів.

Як видно з Парето-графіка, статистично значущими є коефіцієнти при лінійних членах рівняння регресії, коефіцієнти при  $X_1^2$  та  $X_3^2$ , та коефіцієнти при парних взаємодіях членів  $X_1$  та  $X_2$ , і  $X_1$  та  $X_3$ .

Таблиця 3.12 – Матриця планування і результати її реалізації

№	X1	X2	X3	C <sub>експ.</sub>	C <sub>розн.</sub>
1	-1,0	-1,0	-1,0	50,86	50,6663
2	1,0	-1,0	-1,0	72,85	73,8741
3	-1,0	1,0	-1,0	35,65	35,9311
4	1,0	1,0	-1,0	54,05	55,1538
5	-1,0	-1,0	1,0	41,85	41,7932
6	1,0	-1,0	1,0	60,66	61,4259
7	-1,0	1,0	1,0	28,43	28,453
8	1,0	1,0	1,0	42,86	44,1007
9	-1,68179	0,0	0,0	28,00	28,4729
10	1,68179	0,0	0,0	63,10	62,1463
11	0,0	-1,68179	0,0	63,30	62,8894
12	0,0	1,68179	0,0	37,00	35,9299
13	0,0	0,0	-1,68179	62,00	61,1876
14	0,0	0,0	1,68179	45,10	44,4317
15	0,0	0,0	0,0	50,50	50,409
16	0,0	0,0	0,0	50,50	50,409
17	0,0	0,0	0,0	50,00	50,409
18	0,0	0,0	0,0	50,80	50,409
19	0,0	0,0	0,0	50,10	50,409
20	0,0	0,0	0,0	50,30	50,409

Значення коефіцієнтів регресії в рівнянні (3.1) визначають силу впливу відповідних факторів чи їх комбінацій на величину функції відгуку, а знак перед коефіцієнтом – характер цього впливу.



Як бачимо, на вміст класу  $-0,044$  мм у вихідному продукті найбільше впливають колова швидкість ротора відцентрового млина та крупність вихідної руди. Але треба враховувати, що фактори  $X_1$  та  $X_3$  входять до рівняння у вигляді квадратичних членів, що призводить до зниження їх впливу на функцію відгуку при оцінці за величиною коефіцієнтів регресії.

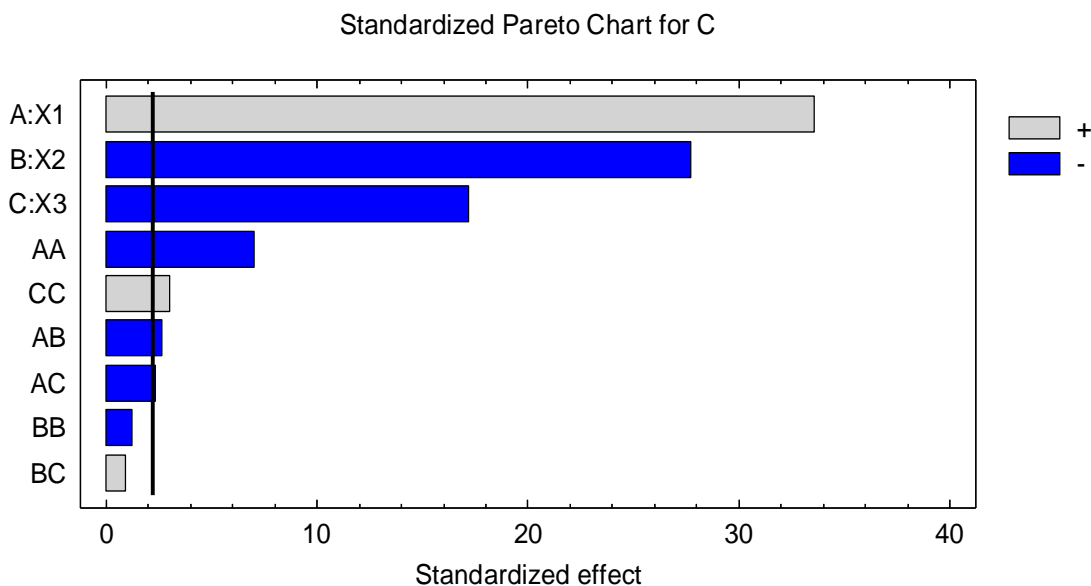


Рис. 3.12. – Значущість коефіцієнтів моделі (Парето–графік).

Адекватність одержаних регресійних моделей визначали за високим значеннями коефіцієнту детермінації R–квадрат:  $R^2 = 99,5 \%$  .

Середньоквадратичне відхилення (стандартна похибка)  $\sigma = 1,07 \%$ ; похибка моделі складає  $\pm 2,12 \%$ .

Аналіз регресійної моделі здійснено за допомогою згаданої статистичної програми «Statgraphics Plus».

На рис. 3.13 наведено тривимірні поверхні функції відгуку та їх перетини. Аналіз залежностей, наведених на рис. 3.13, показує, що зростання колової швидкості прискорювача відцентрового млина призводить до помітного зростання вмісту класу  $-0,044$  мм у вихідному продукті дроблення.

Це зростання дещо уповільнюється при зміні колової швидкості прискорювача від 80 м/с до 85–87 м/с. Швидкість 85–87 м/с можна вважати оптимальною для цієї моделі млина відцентрово–ударної дії.

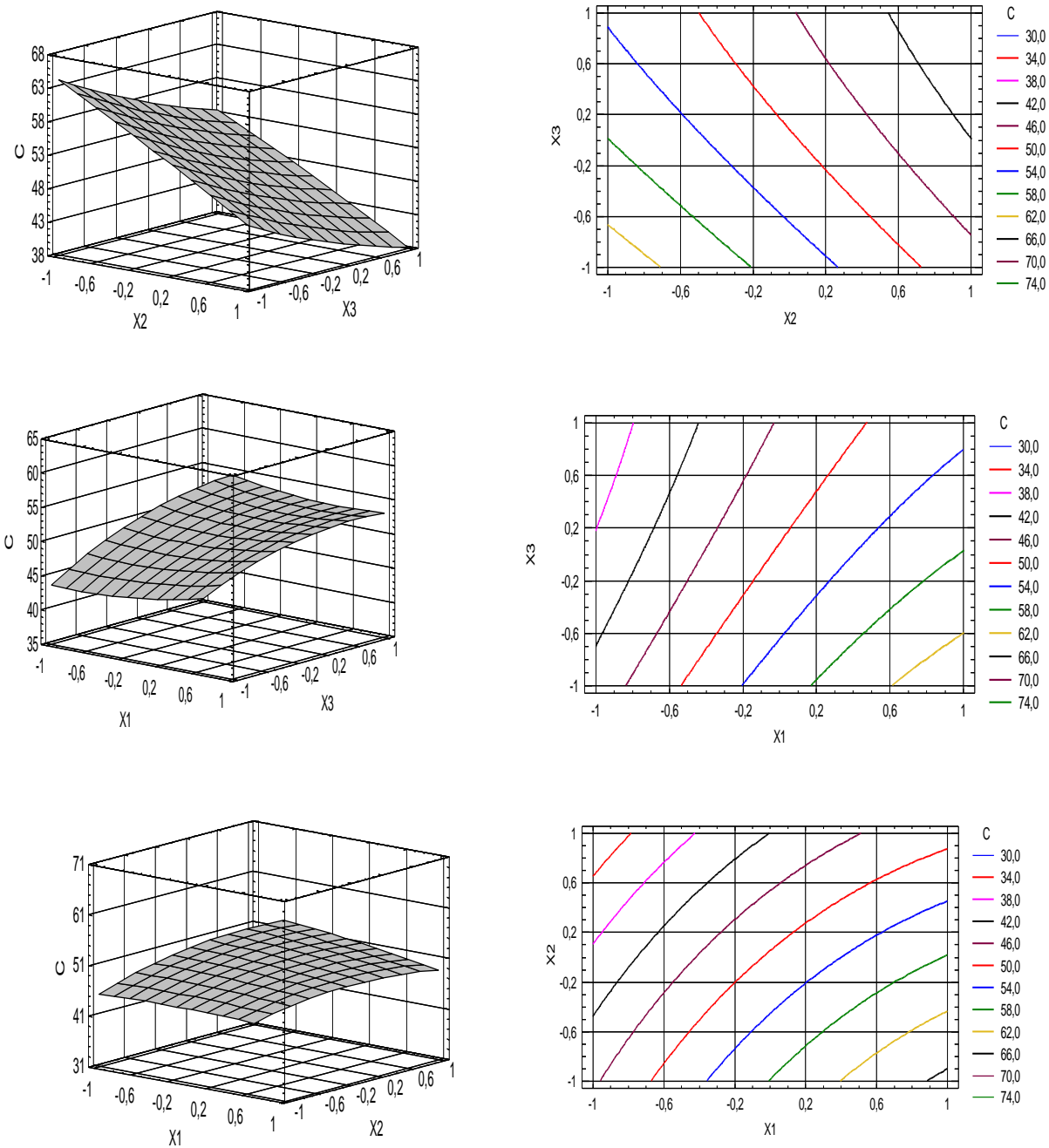


Рис. 3.13. – Тривимірні поверхні відгуку та їх перетини

Зростання крупності вихідної руди, що подається на подрібнення, приводить до зниження вмісту класу – 0,044 мм. Найвищий вміст цього класу спостерігається при подрібненні дрібної руди крупністю 6–4 мм.

Нарешті, зростання навантаження на відцентровий млин по вихідній руді також призводить до зниження вмісту класу –0,044 мм у готовому продукті. Оптимальним за цим критерієм навантаженням треба прийняти 1100–1200 кг/год.

\*\*\*

Отримані результати дослідження дозволяють зробити деякі важливі з точки зору оптимізації процесу збагачення **висновки**:

1. Різновиди руд Мазурівського родовища рідкісних металів характеризуються розпушуваністю, тонкою вкрапленістю та низьким вмістом рудних мінералів. При подрібненні руди пірохлор розпорошується і залишається у вигляді примазок на поверхні породотвірних мінералів–алюмосилікатів. Розміри зерен пірохлору знаходяться в межах 0,005–0,100 мм. Внаслідок цього розкриття пірохлору відбувається тільки при тонкому подрібненні.

2. Гравітаційно–магнітними методами із зернистої частини подрібненої руди неможливо вилучити більше, ніж (30–32) % ніобію. Для підвищення вилучення пірохлору необхідно застосовувати спеціальні технічні методи і засоби для вилучення найбільш тонких частинок руди, а також вдосконалювати методи рудопідготовки для забезпечення селективного розкриття мінералів.

3. Гравітаційний аналіз проб руди, подрібненої у кульовому млині до різної крупності, показав можливість збагачення руди гравітаційним методом за умови подрібнення руди до крупності –0,044мм з отриманням чорнового концентрату (густиною більше 3600 кг/м<sup>3</sup>) з вмістом Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> – 1,509–4,153 %

4. Подрібнення руди у млині відцентрової дії дозволяє зменшити переподрібнення пірохлору та утворення «примазок» пірохлору на поверхні породотвірних мінералів, втирання частинок пірохлору в поверхневий шар зерен альбіту, мікрокліну, нефеліну.

5. Застосування селективного подрібнення у відцентровому млині металельного типу дозволяє досягти більш повного розкриття пірохлору в більш грубих класах крупності. Як наслідок, відцентровий концентратор дозволяє підвищити при такому подрібненні масову частку пентоксиду ніобію в чорновому концентраті до 2,03 % при вилученні 65,37 %.

6. Ударно–відцентрове подрібнення є оптимальним способом рудопідготовки рідкіснометалічної руди Мазурівського родовища з точки зору мінімізації втрат цінного компоненту – ніобію, – з шламами, та розкриття мінералів. При цьому розкриття відбувається в більш грубому класі – 0,08–0,071 мм. Це сприяє зростанню показників гравітаційного збагачення. Вихід «технологічного» (найбільш розкритого) класу у такому випадку суттєво вищий. При цьому відбувається селективне руйнування як рудних, так і нерудних мінералів (альбіту, мікрокліну, нефеліну).

7. Залежність вмісту класу  $-0,044$  мм в подрібненому продукті від окружної швидкості ротора млина, продуктивності можна представити по вихідній руді та крупності вихідної руди у вигляді рівняння регресії другого порядку, яке адекватно та з задовільною для вимог практики точністю описує досліджуваний процес.

8. Раціональними технологічними параметрами млина ударно-відцентрової дії ДЦ-0,36 є: окружна швидкість ротора – 85–87 м/с, продуктивність по вихідній руді – 1100–1200 кг/год, крупність вихідної руди – 4–6 мм.

### *Література до розділу 3:*

1. Попов Р. Л. Результати мінералогічних та технологічних досліджень руд Мазурівського родовища та рідкісноземельних руд України: Звіт про НДР по темі № 343. Держ рег. 0197009822 / КВ УкрДГРІ – Сімферополь, 2002. – 138 с.

2. Зубков Л.Б., Прозорова М.В., Акоева Е.К. и др. Оценка минерально-технологических перспектив комплексной переработки ниобий-циркониевых руд Октябрьского месторождения: Отчет о НИР / Гиредмет. – М., 1984. – 124 с.

3. Чистов Л. Б. Исследование и разработка технологии комплексной переработки коренных руд Мазуровского месторождения с получением полевошпатового и циркониевого концентратов, технических оксидов редких металлов, РЗЭ технической чистоты и сырья для производства поликремния: Отчет о НИР / ФГУП «ГИРЕДМЕТ» – Москва, 2004. – 126 с.

4. Ревнивцев В. И. Селективное измельчение минералов. – М.: Недра, 1988. – 328 с.

5. Ревнивцев В.И. О рациональной организации процесса раскрытия минералов в соответствии с современными представлениями физики твердого тела. – В кн.: Совершенствование и развитие процесса подготовки руд к обогащению. Л., 1975, С. 153–169.

6. Мохначев М.П., Присташ В.В. Динамическая прочность горных пород. М., Наука, 1982, 141с.

7. Петров И. М. Повышение эффективности переработки и извлекаемой ценности редкометалльных руд на основе оптимизации параметров и глубины обогащения минеральных компонентов: Дисс. ... д-ра техн. наук: 25.05.13 / МГГУ. – М., 2002. – 390 с.: илл., табл.

8. Мостика Ю. С., Шпиловой К. Л., Шпиловой Л. В. Совершенствование рудоподготовки при обогащении нефелиновых сиенитов для повышения извлечения пироклора / Вісник НТУ«ХП» 2013. – № 57 (1030). – С. 85–89.

9. Тихонов С.А. и др. Изучение вещественного состава и технологических особенностей 25 малообъемных проб руд Мазуровского месторождения: Отчет о НИР по теме 59/80–8 / ИМР. – Симферополь, 1985. – 125 с.

10. Шаповалов Г.М., Быков Ю.А. и др. Изучение вещественного состава и разработка схемы обогащения пироклоро-цирконовых руд Октябрьского месторождения: Отчет о НИР по теме / ИМР. – Симферополь, 1968. – 155 с.

11. Леонов С. Б., Белькова О. Н. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. М.: Интернет Инжиниринг, 2001. – 631 с.

12. Білецький В.С., Смирнов В.О., Сергєєв П.В. Моделивання процесів переробки корисних копалин: Посібник / За ред. І.М.Фика. НТУ «Харківський політехнічний інститут», Львів: «Новий Світ-2000», 2020. – 399 с.

13. Statgraphics 19. URL: <https://www.statgraphics.com/>

14. Воробьев Н.К., Лободина З.В. Разработка технологии обогащения комплексных руд Мазуровского месторождения Отчет о НИР по теме 086311/17-93. - № гос. Регистр. 0193 017475 / Механобрчермет. – Кривой Рог, 1994. – 100 с.
15. Сергеев П.В., Білецький В.С. Комп'ютерне моделювання технологічних процесів переробки корисних копалин (Практикум). – Маріуполь: Східний видавничий дім. – 2016. – 119 с.

#### **РОЗДІЛ 4**

## **ЗАКОНОМІРНОСТІ КОНЦЕНТРАЦІЇ ПРОХЛОРУ У ВІДЦЕНТРОВОМУ КОНЦЕНТРАТОРІ**

### **4.1. Підвищення контрастності технологічних властивостей компонентів руди перед розділенням у відцентровому полі**

Подрібнені тонковкраплені руди та продукти їх збагачення, а також піски розсипних родовищ, які не пройшли природну гідравлічну класифікацію, є найбільш придатним матеріалом для збагачення у відцентрових апаратах. Такі концентратори добре зарекомендували себе при збагаченні тонкого золота, питома маса якого в кілька разів перевищує питому масу породи [1–4]. Відмінності у густині мінеральних зерен цінних компонентів та породи для рідкіснометалічних руд є менш значними, ніж для золотовмісних руд. З огляду на це для рідкіснометалічних руд доцільним було б перед збагаченням у відцентровому полі провести попереднє вилучення мінералів проміжної густини – егірину, біотиту, гетиту/феррогідриту, та інших, – одним із відомих методів збагачення. Виходячи із загальних закономірностей гравітаційного збагачення це мало б призвести до підвищення ступеню контрастності мінеральних зерен, що розділяються.

Руди рідкісних металів містять значну частку важких зерен проміжної густини. У роботі [5] відмічається, що збагачення таких матеріалів проходить з малою ефективністю. У [6] стверджується, що повна відсутність важких зерен проміжної густини також є несприятливою для розділення мінералів у відцентровому полі.

Нами вивчалися особливості вилучення важких мінералів (пірохлору, циркону) у відцентровому полі з рідкіснометалічної руди, що містить мінерали проміжної густини [7].

Для проведення досліджень була підготовлена технологічна проба, яка характеризувала комплексні ніобій–цирконієві корінні руди нефелінових сієнітів Мазурівського родовища. Проба була складена із окремих кернових проб, відібраних з трьох спеціально пройдених для цього свердловин, що перетинали перший та другий рудний поклади. Уламки кернів складені дрібно– і середньозернистими нефеліновими сієнітами. У невеликій кількості серед них присутні уламки егірин–нефелінових пегматитів. Підготовка технологічної проби до досліджень полягала в стадіальному дробленні та подрібненні і відборі матеріалу для хімічних, мінералогічних досліджень та дослідів по збагаченню.

При виконанні досліджень речовинного складу використовувалися відомі методи визначення хімічного складу рентген–флюоресцентним та

хімічним аналізом, оптико–мікроскопічні дослідження, фракціонування у важких рідинах (бромоформі), кількісні мінералогічні аналізи, магнітна та електромагнітна сепарації.

Технологічна проба складалася, в основному, з нефеліну, мікрокліну та невеликої кількості альбіту, лепідомелану (біотиту) і егірину. За мінеральним складом проба відповідає нефеліновим сієнітам. Мінеральний склад технологічної проби (в %):

*легкі мінерали* (<2,9 г/см<sup>3</sup>): нефелін – 18,5; мікроклін – 36,8; альбіт – 30,2; содаліт – 0,3; канкриніт – 0,6; карбонат – 1,33;

*мінерали проміжної густини* (2,9–3,6 г/см<sup>3</sup>): лепідомелан (біотит) – 4,8; егірин – 4,2; апатит – 0,1; флюорит – 0,1; гетит / ферогідрит – 2,2;

*важкі мінерали* (>3,6 г/см<sup>3</sup>): циркон – 0,38; пірохлор – 0,13; магнетит – 0,15; ільменіт – 0,11; сульфіди (пірит) – 0,10.

Деякі фізичні властивості мінералів Мазурівського родовища наведені в табл. 4.1.

Таблиця 4.1 – Фізичні характеристики матеріалу

Мінерал	Хімічна формула	Питома маса, г/см <sup>3</sup>	Магнітна сприйнятливість, м <sup>3</sup> /кг.10 <sup>-8</sup>
Пертит /мікроклін	(Na, K)Si <sub>3</sub> O <sub>8</sub>	2,55 – 2,65	Немагнітний
Альбіт	Na,Al,Si <sub>3</sub> O <sub>8</sub>	2,6	Немагнітний
Нефелін	Na,Al,SiO <sub>4</sub>	2,45 – 2,55	Немагнітний
Содаліт		2,13–2,29	Немагнітний
Канкриніт		2,3–2,5	Немагнітний
Кальцит		2,72	<u>0,38 10–6</u>
Егірин (піроксен)	Na,Fe(SiO <sub>3</sub> ) <sub>2</sub>	3,4–3,5	<u>3–11</u>
Лепідомелан (Fe–біотит)	K <sub>2</sub> (Mg,Fe) <sub>2</sub> (OH) <sub>2</sub> Al,Si <sub>3</sub> O <sub>10</sub>	3,1	4–12
Гідроксиди заліза (гетит/ферогідрит)	FeO,OH	3,8	<u>20–30</u>
Апатит		3,1–3,2	<u>0,1–0,4</u>
Флюорит		3,15	<u>0,36 10–6</u>
Циркон	ZrSiO <sub>4</sub>	4,6	<u>M 1</u>
Пірохлор	Nb/Ta/Fe/Ca Complex	5,27	<u>M 2,7</u>
Магнетит		5,1	25–50
Ільменіт		4,6	30–120
Пірит		5,1	0,5–4,0

Як показали мінералогічні дослідження просіяного матеріалу при подрібненні до –1 мм циркон розкривається достатньо повно і може ефективно вилучатися існуючими методами гравітаційного збагачення. Пірох-

лор, навпаки, розкривається лише частково, і головним чином в класі крупності дрібніше 0,063 мм.

Тому для проведення технологічних досліджень по збагаченню проба була доподрібнена (домелена) до  $-0,2$  мм (табл. 4.2). Але і при такому тонкому подрібненні переважна частина матеріалу (66,0 %) залишалася в класах крупніше 0,063 мм. В цьому ж матеріалі залишилось майже 60 % загальної кількості  $Nb_2O_5$  та 72 %  $ZrO_2$ .

Вміст  $Nb_2O_5$  в цих класах знаходиться на рівні вмісту у вихідній руді або дещо нижчому, і зберігається переважно у вигляді включень пірохлору в породотвірних мінералах.

Вихід класів дрібніше 0,063 мм складає 34 %, в тому числі 11,98 % шламів. Вони помітно збагачені  $Nb_2O_5$  і в них зосереджено близько 43 % його загальної кількості.

Оксид цирконію розподіляється досить рівномірно по всіх класах, як при подрібненні до  $-1$  мм, так і до  $-0,2$  мм. На відміну від пірохлору циркон достатньо повно розкривається вже у класі  $-1+0,5$  мм.

Аналіз фізичних властивостей мінералів, які складають руди Мазурівського родовища, показав, що перспективним методом попереднього вилучення мінералів проміжної густини може бути магнітна сепарація.

Звичайно магнітні властивості мінералів різних родовищ суттєво відрізняються. Так, з більш ранніх робіт [8] відомо, що пірохлору Мазурівського родовища притаманні магнітні властивості завдяки чорній цупкій рудній «сорочці» на поверхні зерен.

Визначальним фактором для показників магнітної сепарації важкозбагачуваних руд рідкісних металів є ступінь розкриття сировини та її цінних компонентів, яка в свою чергу залежить від крупності подрібнення руди.

Як було нами показано в роботі [9], розкриття зерен пірохлору – найбільш цінного компоненту руди, – відбувається в основному при подрібненні руди до  $0,1-0,09$  мм (60–70 % вмісту класу  $-0,074$  мм). Але при цьому утворюється значна кількість шламів, ефективного вилучення цінних компонентів з яких є проблематичним. Тому магнітну сепарацію такої сировини пропонується розпочинати не із зазначеної оптимальної крупності, а тієї, яка характеризується наявністю вже достатньої кількості розкритих зерен пірохлору.

Таким чином, сировиною для магнітної сепарації був широко класифікований матеріал з крупністю від 0 до 0,2 мм, в якому частка розкритих зерен пірохлору складала близько 60 %. Виявлення початкової і кінцевої крупності магнітної сепарації здійснювалося за рекомендаціями роботи [10].



Більшість руд рідкісних металів відноситься до слабомагнітних. За мінеральним складом руда Мазурівського родовища є комплексною мінеральною сировиною. В ній встановлено близько 20 мінералів, що зумовлює необхідність отримання широкого спектру товарної продукції. При цьому можливим є виділення з руди концентратів основних компонентів: ніобію та танталу (пірохлоровий), цирконію та гафнію (цирконовий), рідкісних земель.

Крім того, доцільним є отримання з попутних мінералів концентратів – польвошпатового, магнетитового, ільменітового, егіринового, біотитового, та інших.

Таблиця 4.2 – Вміст цінних компонентів у класах крупності подрібненої технологічної проби

Класи крупності, мм	Вихід, %	Вміст, %		Розподіл, %	
		Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	ZrO <sub>2</sub>	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	ZrO <sub>2</sub>
Подрібнення до –1 мм					
–1+0,5	39,56	0,10	0,55	35,74	33,73
–0,5+0,25	19,32	0,10	0,82	17,60	25,50
–0,25+0,125	14,53	0,11	0,82	13,99	18,42
–0,125+0,063	11,41	0,11	0,72	11,55	12,57
–0,063+0,032	6,15	0,13	0,64	7,22	6,06
–0,032	9,03	0,17	0,34	13,90	4,72
Вихідна руда	100,00	0,11	0,65	100,00	100,00
Подрібнення до –0,2 мм					
+0,2	0,72	0,08	0,47	0,53	0,51
–0,2+0,125	30,81	0,10	0,70	27,01	35,03
–0,125+0,063	34,45	0,10	0,65	30,18	36,44
–0,063+0,032	15,55	0,13	0,70	17,75	17,52
–0,032	6,49	0,17	0,50	9,65	5,25
ВСЬОГО: піски	88,02	0,117	0,71	85,12	94,75
шлами	11,98	0,15	0,27	14,88	5,25
вихідна руда	100,00	0,12	0,62	100,00	100,00

У зв'язку з цим було проведено детальне вивчення магнітних властивостей всіх мінералів, що входять до складу важкозбагачуваної рідкісно-металічної руди. Дослідження проводились в лабораторії Національного гірничого університету на установці Фарадея (межа виявлення магнітної

сприйнятливості  $10^{-12}$  м<sup>3</sup>/кг). Матеріалом слугували мономінеральні фракції компонентів руди, отримані розділенням у важких розчинах.

Діапазони коливань значень магнітної сприйнятливості мінералів руди наведено вище, в табл. 4.1. Як бачимо, такі мінерали проміжної густини, як егірин, біотит, гетит – частка яких в руді є досить високою, – мають помітну магнітну сприйнятливість і відносяться до класу слабомагнітних матеріалів.

При відповідній напруженості магнітного поля промислового сепаратора вони можуть бути вилучені з руди. Інші мінерали проміжної густини – апатит і флюорит, – є немагнітними. Але їх вміст у руді зовсім незначний, і тому великого впливу на результати розділення мінералів у відцентровому полі не матимуть.

Важкі мінерали, – магнетит та ільменіт, – мають високу магнітну сприйнятливість і можуть бути вилучені у магнітну фракцію. Їх вміст у руді також є невисоким; вилучення цих мінералів перед сепарацією у відцентровому полі не позначиться суттєво на результатах розділення важких та легких мінералів.

Магнітне фракціонування продуктів полягало в проведенні магнітної сепарації при зростаючій напруженості магнітного поля з отриманням магнітної та немагнітної фракцій, які піддавалися рентгено–флюоресцентному аналізу. Досліди проводили на сухому роликовому сепараторі СЭ–138 з нижньою подачею матеріалу та максимальною величиною напруженості магнітного поля 16,4 кЕ.

Попередньо вихідна руда, подрібнена до –0,2 мм, та знешламлена по класу –0,032 мм піддавалася магнітній сепарації при напруженості магнітного поля 3,0 кЕ для вилучення магнетиту та ільменіту. З отриманого немагнітного продукту при напруженості магнітного поля 4,5 кЕ, 6,0 кЕ, 7,5 кЕ та 9,0 кЕ напрацьовано чотири проби матеріалу (немагнітна фракція), які потім досліджувалися на збагачуваність у відцентровому полі.

Результати магнітного фракціонування вихідної руди наведені в табл. 4.3.

Таблиця 4.3 – Результати магнітного фракціонування вихідної руди –0,2 мм, знешламленої по класу –0,032 мм

Продукт	Вихід, %	Вміст мінералів проміжної густини, %	Вміст важких мінералів, %
---------	----------	--------------------------------------	---------------------------

		егірин	Біо-тит	гетит	Піро-хлор	Цир-кон	Магнетит, ільменіт
Магнітна фракція 1 H=3,0 кЕ	1,45	–	–	–	–	–	27,58
Немагнітна фракція 1	98,55	4,26	4,87	2,23	0,132	0,36	–
Магнітна фракція 2 H=4,5 кЕ	4,92	23,57	19,72	35,16	–	–	–
Немагнітна фракція 2	95,08	3,1	3,9	0,5	0,138	0,377	–
Магнітна фракція 3 H=6,0 кЕ	12,56	21,97	22,85	16,16	–	–	–
Немагнітна фракція 3	87,44	1,5	2,0	0,2	0,150	0,41	
Магнітна фракція 4 H=7,5 кЕ	25,18	16,12	18,55	8,64	–	–	–
Немагнітна фракція 4	74,82	0,2	0,2	–	0,176	0,48	
Магнітна фракція 5 H=9,0 кЕ	27,8	15,32	17,52	–	0,023	–	–
Немагнітна фракція 5 H=9,0 кЕ	72,2	–	–	–	0,174	0,50	–
Вихідна руда –0,2 мм	100,0	4,2	4,8	2,2	0,13	0,38	0,4

На рис. 4.1 наведені графічні залежності вмісту мінералів проміжної густини в немагнітній фракції від величини напруженості магнітного поля.

Встановлено, що пірохлор переходить до магнітної фракції, починаючи з напруженості магнітного поля 8,0÷8,5 кЕ.

Для проведення досліджень збагачення руди у відцентровому полі використовувався концентратор KNELSON марки КС–МДЗ, який в лабораторному масштабі забезпечує таку ж ефективність збагачення, як і більш продуктивні апарати у промислових умовах [11]. Продуктивність сепаратора по твердому – до 45 кг/год, по рідкій фазі – до 660 л/год. Густина пульпи живлення – до 25 % твердого. Витрати води для промивання – 660÷900 л/год.

Матеріал у вигляді пульпи із змішувача надходив через центральну трубку до внутрішнього конусу (чаші) діаметром три дюйми. При цьому вертикальні (знизу доверху) потоки пульпи створюються за допомогою води, яка подається через спеціальні отвори у конусі.

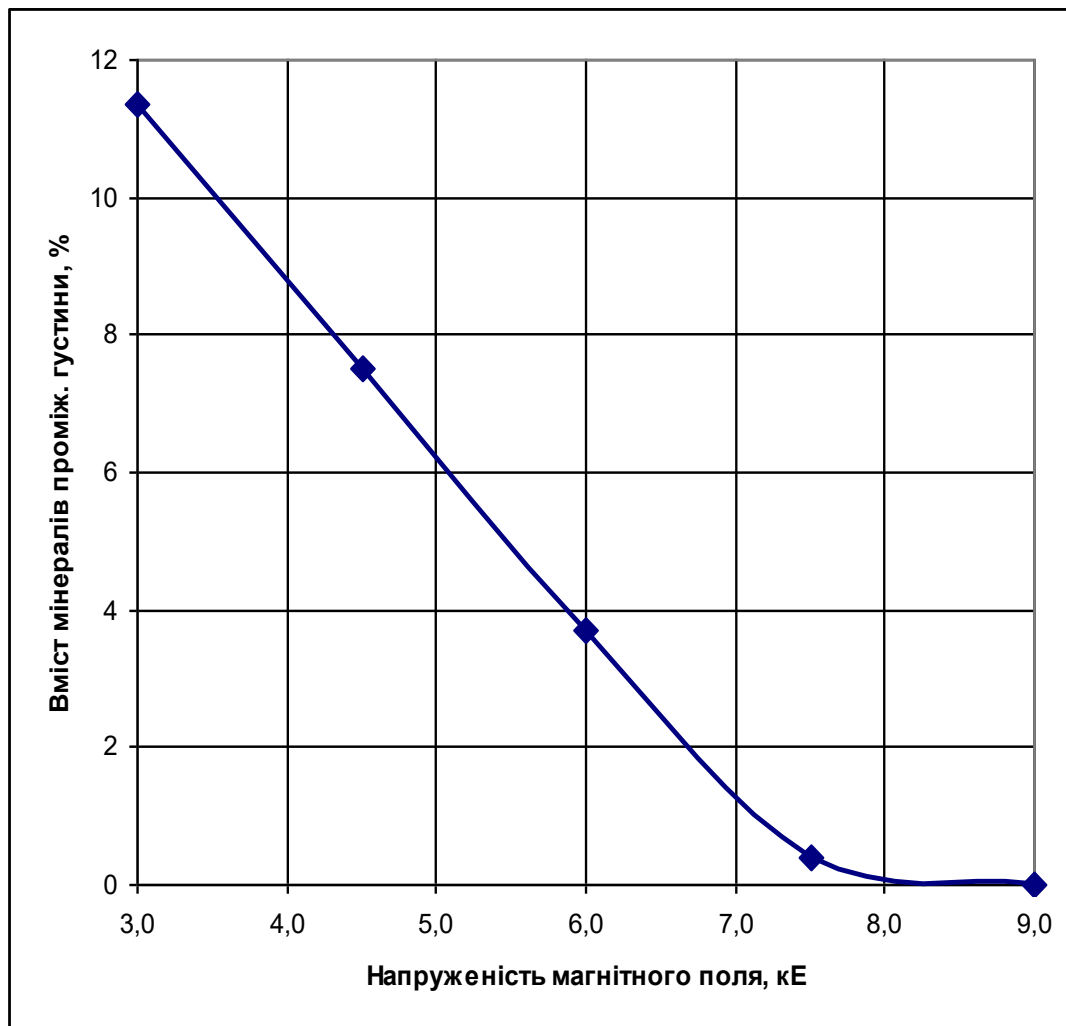


Рис. 4.1. – Графічна залежність вмісту мінералів проміжної густини в немагнітній фракції (егірін, біотит, гетит) від величини напруженості магнітного поля

Важка фракція накопичується за рахунок відцентрової сили в жолобках конуса та періодично, при зупинці апарату, розвантажується шляхом зняття конуса та його промивання. Легка фракція розвантажується через верхній край чаші в зливний приймальник. Тиск води підтримувався стабільним в межах 276 – 690 кПа. Частота обертання ротора підтримувалася стабільною – 1460 об/хв. Регулювання режимів збагачення здійснювалося зміною тиску води, що подавалася у чашу. Величина тиску води для кожної проби підбиралася експериментально.

Досліджувалися чотири проби матеріалу з різним вмістом мінералів проміжної густини, які отримані магнітною сепарацією проби вихідної руди.

Кожну пробу (близько 20 кг) пропускали через концентратор Нельсона з отриманням важкої та легкої фракцій. Після висушування та зважу-

вання визначали вихід продуктів збагачення. З кожного продукту відбирали проби по 50–100 г на хімічний та мінералогічний аналізи. Визначали вміст пірохлору, циркону та  $Nb_2O_5$  і  $ZrO_2$ .

Оцінка ефективності збагачення проб руди на концентраторі Нельсона здійснювалася за даними хімічного та мінералогічного аналізів.

На рис. 4.2 наведено графічні залежності ступеню вилучення  $Nb_2O_5$  та  $ZrO_2$  у важку фракцію; на рис. 4.3 – масової частки  $ZrO_2 + Nb_2O_5$  у важкій фракції, та виходу важкої фракції (пірохлору+циркону) від вмісту мінералів проміжної густини у руді.

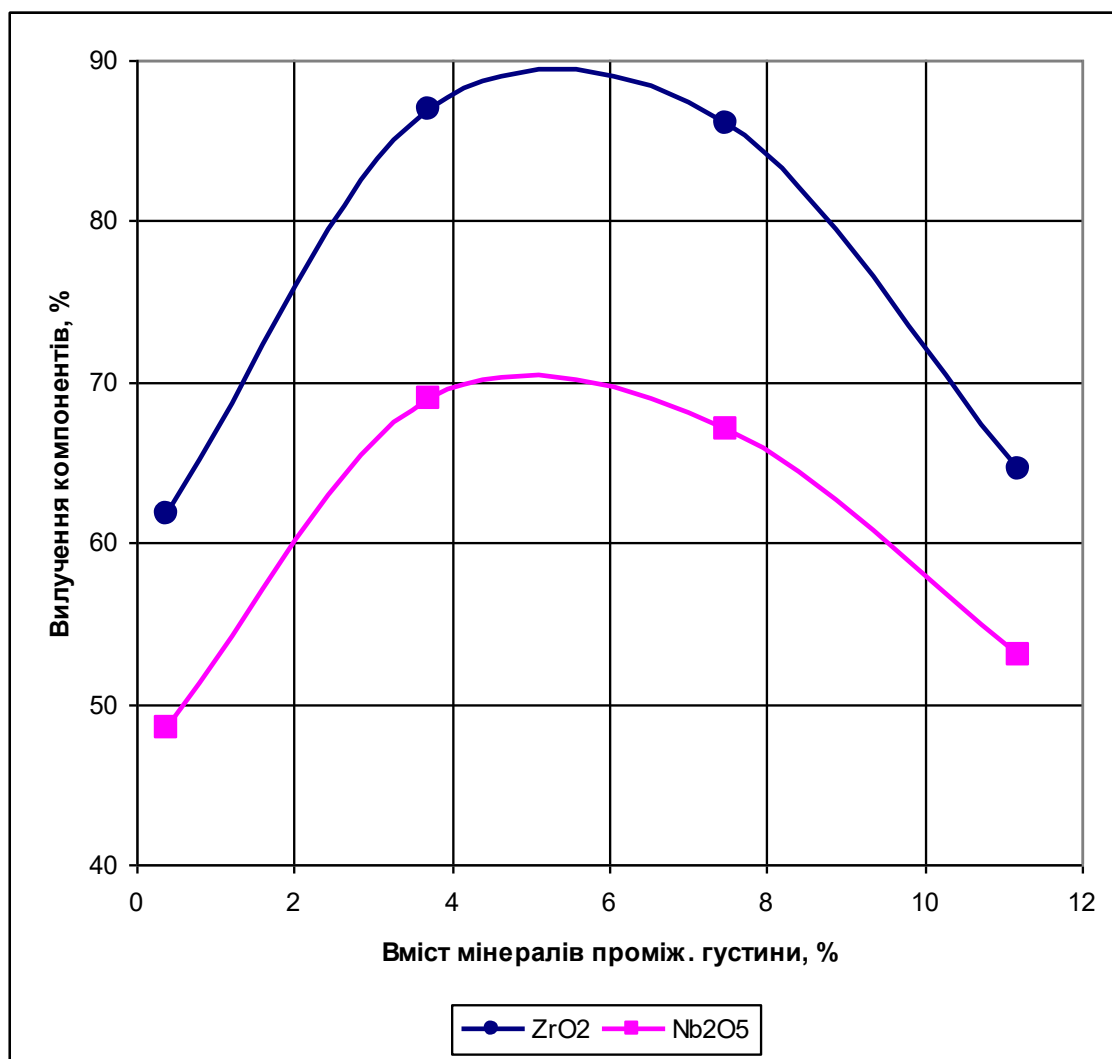


Рис. 4.2. – Графічна залежність ступеню вилучення  $Nb_2O_5$  та  $ZrO_2$  у важку фракцію від вмісту мінералів проміжної густини у руді

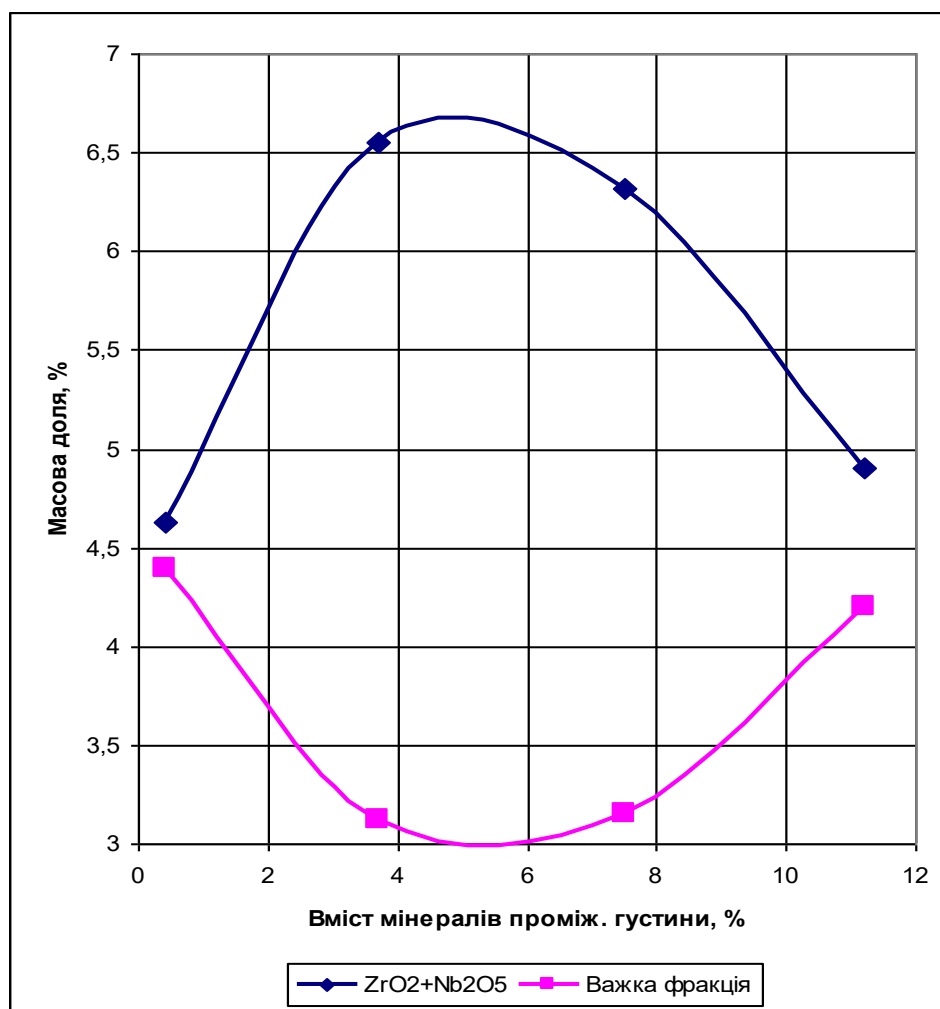


Рис. 4.3. – Графічна залежність масової частки суми оксидів цирконію та ніобію і виходу важкої фракції (пірохлору + циркону) від вмісту мінералів проміжної густини у руді

Магнітне фракціонування вихідної тонковкрапленої руди є перспективною технологічною операцією, яка підвищує ефективність вилучення важких мінералів пірохлору та цирконію у відцентровому полі.

#### 4.2. Обґрунтування оптимальних параметрів процесу розділення мінералів у відцентровому полі

Цінні мінерали рідкіснометалічних руд (пірохлор, циркон) відрізняються значно меншою густиною в порівнянні із золотовмісними рудами, та густиною, близькою до густини породотвірних мінералів. Процес сепарації у відцентровому концентраторі у цьому випадку відбувається зовсім в інших умовах. Науковою та практичною проблемою є вивчення цих умов та управління ними, що дозволить визначити раціональні режими процесу

сепарації у відцентрових полях, та оптимізувати технічні параметри концентраторів.

Проблема оптимізації режиму розділення мінеральних частинок у відцентровому полі відносно золотовмісної сировини розглядалася та в основному вирішена [12, 13]. Разом з тим, сучасний рівень вивченості механізму такої концентрації [14] хоч і дає якісну характеристику процесу, та не дає кількісних залежностей, які для конкретного типу мінеральної сировини характеризували б вплив основних технологічних її параметрів на ступінь вилучення цінних компонентів, та дозволяли визначити раціональні технологічні режими процесу, що забезпечують високу ефективність збагачення. У роботі [15] досліджувався процес збагачення на основі відцентрової сепарації тантал–ніобієвих руд. Вивчався вплив окремих технологічних факторів на ефективність вилучення рідкісних металів у важку фракцію. Обробка експериментальних даних дозволила підібрати відповідні математичні залежності. Недоліком є те, що вивчався вплив окремих факторів при фіксованих середніх значеннях інших технологічних факторів, а не комплексний їх вплив на ефективність збагачення.

Попереднє збагачення руд рідкісних металів Мазурівського родовища здійснювати у відцентровому сепараторі вперше запропоновано нами ще в [16]. В роботах [17, 18] нами досліджувався процес збагачення цих руд у лабораторному сепараторі КНЕЛЬСОН.

Але невирішеним на сьогодні залишалось вивчення умов і визначення раціональних режимів розділення мінеральних зерен рідкісно-металічних руд Мазурівського родовища у відцентровому полі за спільного та одночасного впливу основних параметрів процесу на ступінь вилучення важкої фракції.

Нами досліджувався вплив основних параметрів процесу сепарації рідкіснометалічної руди Мазурівського родовища на ступінь вилучення цінних компонентів у відцентровому полі для виявлення основних закономірностей, побудови математичної моделі у вигляді рівняння регресії, придатної для визначення оптимальних режимів процесу.

Завдання вирішували методом активного експерименту на дослідній установці Інституту мінеральних ресурсів (м. Сімферополь). Дослідження проводили за відомою методикою [19, 22] в безнапірному сепараторі СЦ–400.

Внутрішній конус (чаша) сепаратора діаметром 400 мм перфорований і виготовлений із зносостійкого поліуретану. На внутрішній поверхні чаші зроблені рифлі (ринвочки). Сепаратор розрахований на широкий діапазон крупності мінеральних зерен і їх густини. Продуктивність по твердому – до 1600 кг/год. Густина – до 30 % твердого (по масі). Витрати води

на розпушення важкої фракції у рифлях – 200–400 л/хв. Вихідне живлення – пульпа, зі змішувача надходить в чашу сепаратора через центральну трубку. Вертикальні (знизу доверху) потоки пульпи створюються за допомогою води, яка подається для розрідження шару ущільненого осаду на рифлях чаші. Вода в чашу потрапляє через отвори (перфорацію) в її стінках. Важка фракція накопичується на рифлях за рахунок відцентрової сили. Вивантаження важкої фракції з апарату відбувається періодично при зупинці шляхом зняття чаші та її промивання. Тривалість безперервної роботи сепаратора (40 хв.) визначалася попередніми дослідями. Легка фракція розвантажується через верхній зріз чаші в зливний приймач. Витрати води контролювали опосередковано за тиском води, та змінювали для регулювання режимів збагачення. Частоту обертання чаші змінювали за допомогою частотного перетворювача. Перед включенням ротора чаша заповнювалася водою.

Об'єктом дослідження були штучні пульпи, які готували з мінеральної сировини техногенного родовища – «хвостів» колишньої збагачувальної фабрики, що переробляла руду Мазурівського родовища. Мінеральний склад, фізичні та хімічні характеристики руди наведено в табл. 4.4.

Таблиця 4.4 – Характеристики рідкіснометалічних руд

Мінерал	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	ZrO <sub>2</sub>	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	TiO <sub>2</sub>	Густина, г/см <sup>3</sup>	Мас. частка, %
Мікроклін–пертит	12,88	1,8	65	0	18,6	0	0	0	2,55–2,58	38,00
Альбіт	0	10	69	0	19,4	0	0	0	2,60–2,62	31,20
Нефелін	3,62	4	42	0	35	0	0	0	2,60–2,62	19,50
Лепідомелан	7	0	32,1	25,1	13	0	0	0	2,70–2,90	4,80
Егірін	0	7	51,2	22,6	0	0	0	0	3,3–3,4	4,20
Циркон	0	0	32,1	0	0	65	0	0	4,6–4,8	0,38
Пірохлор	0	13,96	0	0	0	0	60	0	3,8–5,2	0,13
Гідроксиди Fe	0	0	0	74,77	0	0	0	0	4,0	1,00
Глинисті (шлам)	0	0	51	15	34	0	0	0	–	4,00
Інші (ільменіт)	0	0	0	52,63	0	0	0	47,37	–	0,63
Усього по хвостах	5,87	4,65	59,70	4,00	20,60	0,23	0,09	0,30	–	100



При плануванні експерименту на основі апріорної інформації та попередніх досліджень [20, 21] за незалежні фактори приймали: концентрація твердої фази у пульпі  $C$ , витрати води  $Q_s$  на розпушення постілі у рифлях чаші, витрати пульпи  $Q_n$ , частота обертання  $n$ , крупність зерен  $d$  (вміст класу – 0,071 мм).

За цільову функцію ( $E$ , %) прийнято ступінь вилучення пірохлору.

Експеримент поставлено за програмою центрального композиційного ротатабельного плану другого порядку Бокса–Хантера [19]. Ядро плану представлено напівреплікою  $2^{5-1}$  ( $1=X_1X_2X_3X_4X_5$ ). Реалізовані 16 дослідів на основних рівнях доповнені ще 10 дослідями в зіркових точках (величина зіркового плеча в цьому випадку дорівнює 2) та шістьма дослідями в центрі плану.

Основні рівні, інтервали варіювання факторів та межі області дослідження вибрані за результатами попередніх експериментів і на основі апріорної інформації (табл. 4.5).

Таблиця 4.5 – Основні рівні, інтервали варіювання факторів та межі області дослідження

Фактор	Позначення	Код	Одиниця виміру	Інтервал зміни	Основні рівні				
					+2	+1	0	-1	-2
Концентрація твердої фази в пульпі	$C$	$X_1$	%, мас.	5,00	30,0	25,0	20,0	15,0	10,0
Витрати розріджувальної води	$Q_s$	$X_2$	л/хв	50	400	350	300	250	200
Витрати пульпи	$Q_n$	$X_3$	л/год	1000	6000	5000	4000	3000	2000
Частота обертання	$n$	$X_4$	хв <sup>-1</sup>	50	500	450	400	350	300
Крупність зерен (вміст класу – 0,071мм)	$d$	$X_5$	%	20	100	80	60	40	20

Область зміни незалежних факторів відповідає діапазону змін технічних параметрів відцентрового сепаратора.

У табл. 4.6 наведена матриця планування та результати її реалізації.

Таблиця 4.6 – Матриця планування і результати її реалізації

№ дос- ліду	X1	X2	X3	X4	X5	Е <sub>екс.</sub>	Е <sub>розрах.</sub>
1	+1	+1	+1	+1	+1	44,21	44,547
2	-1	+1	+1	+1	-1	46,62	46,627
3	+1	-1	+1	+1	-1	43,76	43,742
4	-1	-1	+1	+1	+1	44,24	44,8061
5	+1	+1	-1	+1	-1	50,20	49,7803
6	-1	+1	-1	+1	+1	43,80	43,9645
7	+1	-1	-1	+1	+1	41,12	41,2595
8	-1	-1	-1	+1	-1	64,29	64,0995
9	+1	+1	+1	-1	-1	40,95	41,3095
10	-1	+1	+1	-1	+1	46,92	47,8636
11	+1	-1	+1	-1	+1	44,03	44,9486
12	-1	-1	+1	-1	-1	43,96	44,5486
13	+1	+1	-1	-1	+1	38,48	38,997
14	-1	+1	-1	-1	-1	45,53	45,717
15	+1	-1	-1	-1	-1	40,86	41,022
16	-1	-1	-1	-1	+1	46,80	47,5461
17	-2	0	0	0	0	35,90	35,5281
18	+2	0	0	0	0	46,30	45,4198
19	0	-2	0	0	0	46,10	45,6781
20	0	+2	0	0	0	49,80	48,9698
21	0	0	-2	0	0	57,50	56,2748
22	0	0	+2	0	0	59,80	59,7731
23	0	0	0	-2	0	46,00	46,3331
24	0	0	0	+2	0	41,20	39,6148
25	0	0	0	0	-2	81,90	82,1881
26	0	0	0	0	+2	78,00	76,4598
27	0	0	0	0	0	85,00	85,4253
28	0	0	0	0	0	84,40	85,4253
29	0	0	0	0	0	84,60	85,4253
30	0	0	0	0	0	86,00	85,4253
31	0	0	0	0	0	85,60	85,4253
32	0	0	0	0	0	85,70	85,4253

Функція відгуків апроксимована поліномом другого порядку виду:

$$Y = b_0 + \sum_{1 \leq i \leq k} b_i X_i + \sum_{\substack{1 \leq i, l \leq k \\ i < l}} b_{il} X_i X_l + \sum_{1 \leq i \leq k} b_{ii} X_i^2, \quad (4.1)$$

де  $k$  – число незалежних змінних.

Обробка результатів експерименту та аналіз регресійної моделі здійснено за допомогою модуля «Планування експерименту» статистичної програми Statgraphics Plus. Рівняння регресії з урахуванням значущості коефіцієнтів отримало вигляд:

$$E = 85,43 + 2,473X_1 + 0,823X_2 + 0,875X_3 - 1,68X_4 - 1,43X_5 - 11,238X_1^2 + 1,28X_1X_2 + 1,31X_1X_3 - 0,669X_1X_5 - 9,525X_2^2 + 1,11X_2X_3 - 6,85X_3^2 - 1,548X_3X_4 - 2,174X_3X_5 - 10,613X_4^2 + 2,277X_4X_5 - 1,525X_5^2 \quad (4.2)$$

Коефіцієнти моделі наведено у кодованому вигляді. Адекватність одержаної регресійної моделі підтверджується великим значенням коефіцієнту детермінації  $R$ -квадрат, який складав 99,0 %. Значимість коефіцієнтів моделі визначалася за допомогою  $P$ -рівня і наведено на Парето-графіку (рис. 4.4). Вертикальна лінія на рис. 4.4 відповідає 95 % статистичній значущості коефіцієнтів.

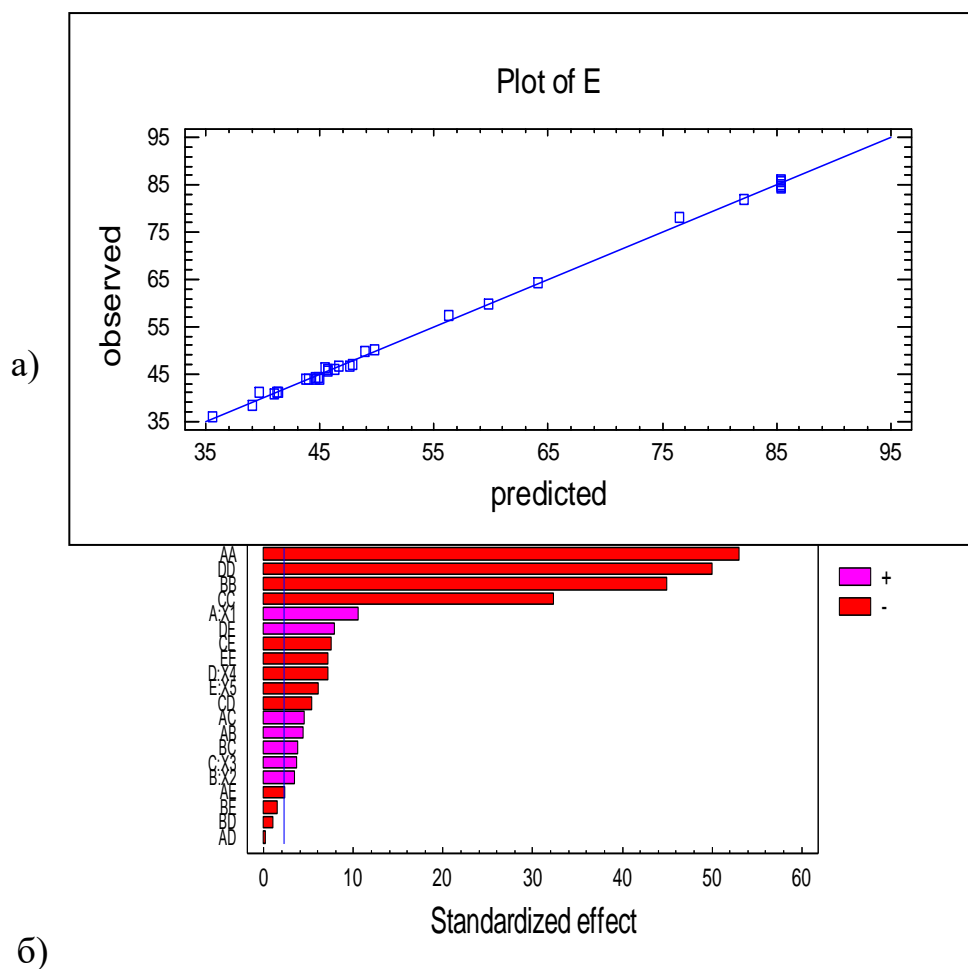


Рис. 4.4. Аналіз регресійної моделі: а) графік порівняння розрахункових та експериментальних даних; б) Парето-графік, що показує значимість коефіцієнтів моделі (4.2)

Аналіз отриманої моделі показав, що залежність ступеню вилучення пірохлору від досліджуваних факторів у вибраному діапазоні їх зміни є екстремальною. Найвище вилучення – 86,5 %, – досягається при наведених нижче значеннях факторів:

$$\begin{aligned} X_1 &= -0,153893 \\ X_2 &= 0,0885945 \\ X_3 &= 0,237942 \\ X_4 &= -0,186524 \\ X_5 &= -0,824019 \end{aligned}$$

На рис. 4.5–4.8 наведені найбільш характерні тривимірні перетини поверхні цільової функції та контурні криві цих поверхонь. Зупинимось на них докладніше.

Залежність  $E = f(X_1, X_2)$  має екстремальний характер з екстремумом–максимумом в області  $X_1 = 0,150...0,154$ ;  $X_2 = 0,088...0,090$  (у кодованому вигляді). Екстремальна залежність вилучення пірохлору у важку фракцію від концентрації твердого у вихідній пульпі може пояснюватися тим, що надмірне розрідження пульпи призводить до зростання гідравлічних потоків у апараті, до зміни ламінарного потоку на турбулентний, та пов'язані з цим процеси виносу важких мінералів у хвості. Зростання концентрації твердого у вихідній пульпі в свою чергу призводить до зростання в'язкості пульпи, зниження швидкості падіння мінеральних зерен в дисперсійному середовищі і, як наслідок, зниження ступеню вилучення цінних компонентів.

У залежності від витрат води на розрідження та витрат вихідної пульпи змінюються інтенсивність збурення і товщина зони зіткнення потоків. Чим вищі витрати води, тим більше величина вектору швидкості і розміри пограничного шару вихорів, направлено до осі обертання чаші сепаратора, і тим більший вплив його на висхідний потік. Це сприяє винесенню у хвості не тільки легких мінеральних частинок, але й більш важких: вилучення пірохлору падає.

При зменшенні витрат води зовнішній потік більше впливає на частинки і вони намагаються потрапити у постіль. Це призводить до швидкого стовщенню та заповненню концентраційного шару не тільки важкими, а й легкими мінералами. Ефективність вилучення при цьому також знижується.

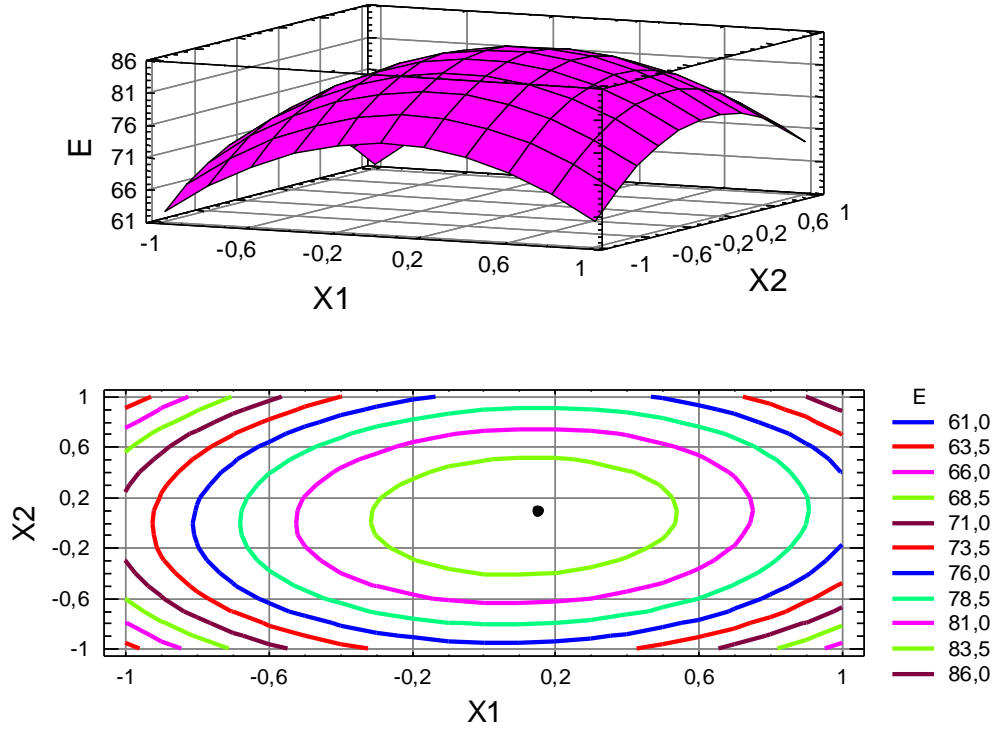


Рис. 4.5. – Поверхня  $E = f(X_1, X_2)$  та її контурні криві.

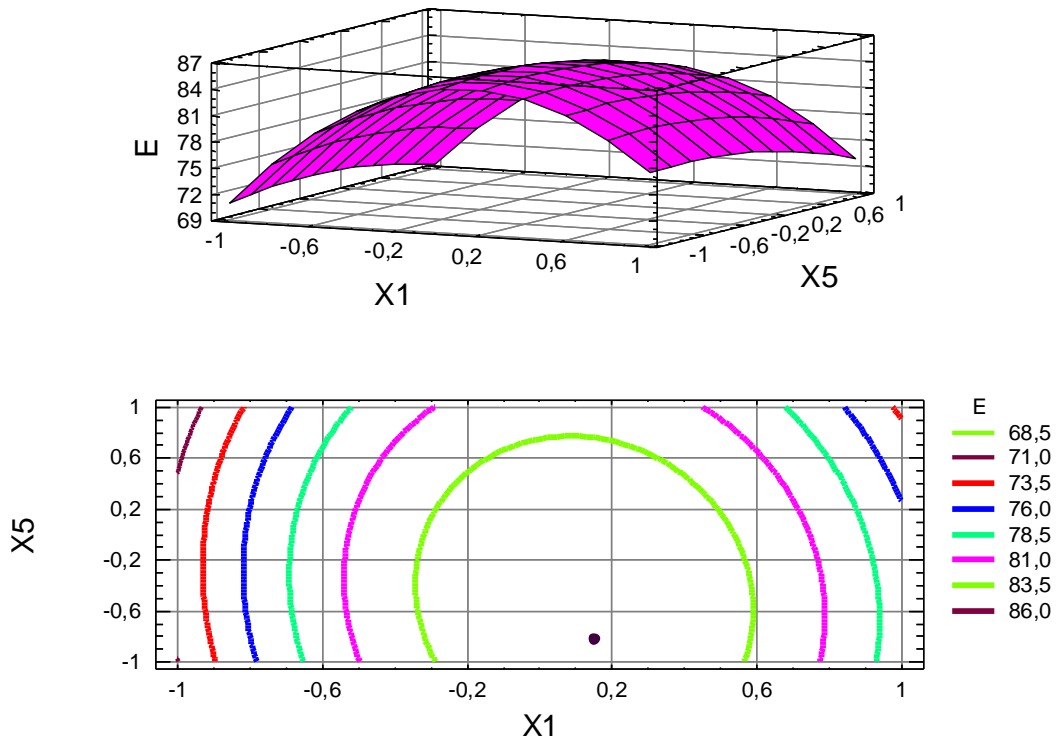


Рис. 4.6. – Поверхня  $E = f(X_1, X_5)$  та її контурні криві.

Виконані нами експериментальні дослідження підтверджують теоретичні міркування авторів роботи [21] про можливість існування верхньої та нижньої межі, або оптимальних витрат води, що подається на розрідження середовища в рифлях чаші сепаратора.

Аналіз залежності  $E = f(X_3, X_5)$  (рис. 4.6 а, б) показує, що у відцентрових сепараторах, як і в гідроциклонах, існує оптимальна область розрідження пульпи, яка залежить від крупності збагачуваного матеріалу.

На рис. 4.7 наведено тривимірні перетини поверхні цільової функції  $E = f(X_3, X_5)$  та контурні криві цих поверхонь.

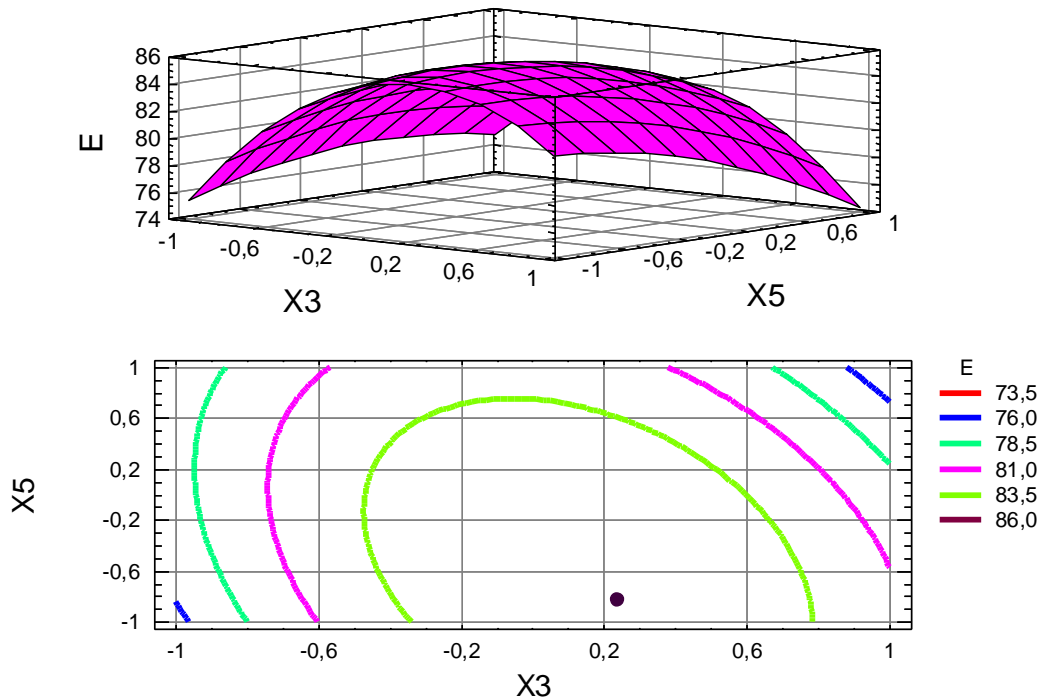


Рис. 4.7. – Графік поверхні  $E = f(X_3, X_5)$  та її контурні криві.

В оптимальному режимі роботи апарата по пульпі течія в зонах накопичення концентрату є стійкою, ламінарною. При поступовому зростанні продуктивності сепаратора по пульпі (об'ємна продуктивність) відбувається утворення місцевих турбулентних вихорів з наступним руйнуванням структури потоку. Чим більше витрати вихідної пульпи перевищують оптимальний рівень, тим потужнішим є висхідний потік, тим сильнішим є утворення вихорів. Ефективність процесу сепарації при цьому різко падає.

Зростання продуктивності на 25–30% призводить до руйнування вільної поверхні висхідного потоку. Оскільки витрати пульпи (об'ємна продуктивність) в сепараторі мають оптимум, то відповідно з ним визначається і

максимальна крупність збагачуваного матеріалу. Зростання крупності вимагає збільшення витрат води на транспортування матеріалу.

На рис. 4.8 проілюстровано вплив частоти обертання чаші сепаратора на ступінь вилучення пірохлору.

Відцентрові сепаратори досить чутливі до відхилень частоти обертання чаші від оптимальної. Для нашого випадку відхилення частоти на 20–25 % призводить до зниження вилучення пірохлору на 18–20 %.

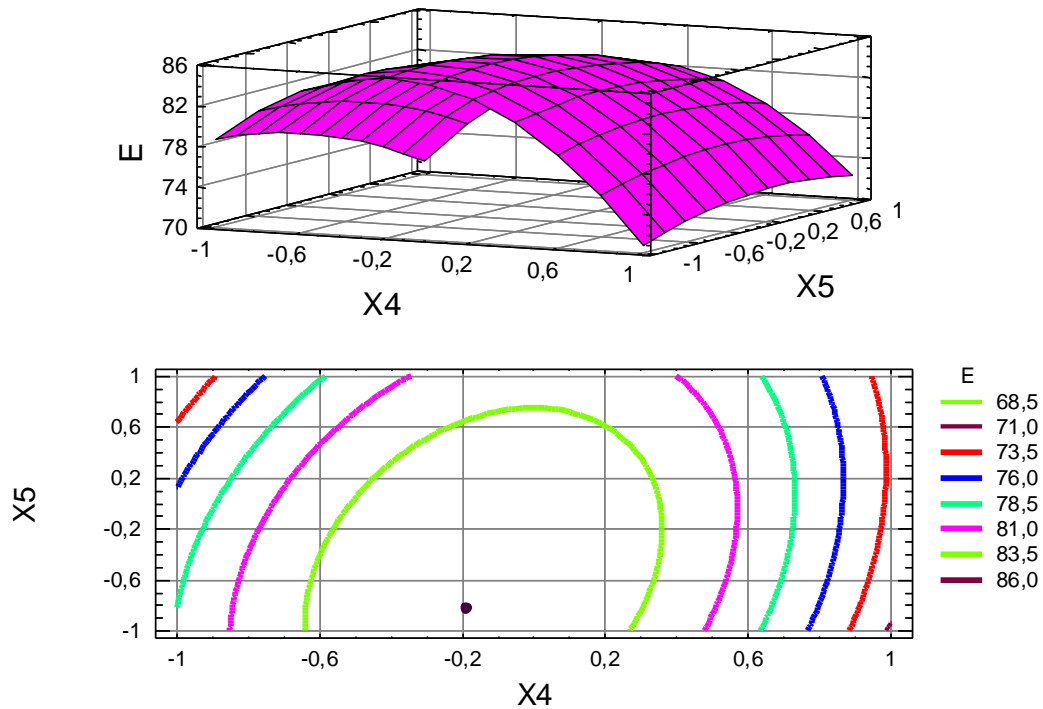


Рис. 4.8. – Графік поверхні  $E = f(X_4, X_5)$  та її контурні криві

У результаті проведених досліджень розроблено регресійну математичну модель, яка адекватна процесу сепарації мінеральних зерен рідкіснометалічних руд Мазурівського родовища у відцентровому полі.

Встановлено, що залежність вилучення пірохлору у важку фракцію від основних технічних параметрів відцентрового безнапірного сепаратора носить екстремальний характер.

Отримана модель дозволяє визначити раціональні параметри роботи відцентрового сепаратора: концентрація твердої фази в пульпі  $C - 20,77$  %; витрати розріджувальної води  $Q_e - 304,45$  л/хв; витрати пульпи  $Q_n - 4,24$  м<sup>3</sup>/год; частота обертання  $n - 390$  хв<sup>-1</sup>; вміст класу  $-0,071$  мм – 43,5 %. Реалізація експерименту з раціональними значеннями вказаних параметрів дозволяє одержати вилучення пірохлору на рівні 86 %, яке незначно відрі-

зняється від розрахункового значення (86,5 %). Це є ще одним свідченням адекватності одержаної регресійної моделі процесу, що досліджувався.

Таким чином, регресійна модель може бути застосована при розробці промислової технології збагачення та засобів управління безнапірним відцентровим сепаратором (концентратором).

### **4.3. Дослідження впливу методів дезінтеграції на показники збагачення руди у сепараторі відцентрового типу**

Дослідження проводилися в напівпромислових умовах дослідної збагачувальної фабрики «Азов–Мінералтехніка». Вихідна руда, хімічний склад якої наведено в табл. 4.4, була розділена на дві частини приблизно по 120 т, одна з яких подрібнювалася у традиційному кульовому млині типу МШС 1200\*1200, інша – у відцентровому млині металевий типу ДЦ–0,36. Обидва подрібнювальні апарати працювали в замкнутому циклі з сепаратором прохідного типу. Подрібнення здійснювалося до крупності 0,10 мм.

Готовий подрібнений матеріал після кожного з апаратів подрібнення знову ділили на дві партії, одна з яких використовувалася безпосередньо для приготування пульпи та подавалася у відцентровий концентратор СЦ–400. Інша партія піддавалася магнітній сепарації на барабанних магнітних сепараторах типу СБ–25–100/0,25 та СБ–25–100/0,6 для забезпечення оптимального вмісту в руді мінералів проміжної густини (у відповідності з рекомендаціями розділу 4.1); після чого також подавалася для приготування пульпи.

Порівнювалися результати розділення мінералів у відцентровому полі різних методів подрібнення та різному вмісту мінералів проміжної густини.

Досліджувався характер розкриття зерен пірохлору при вибраних способах подрібнення, характер розподілу зерен пірохлору по крупності, та вміст пентоксиду ніобію в різних класах крупності, а також вплив знеміцнювальної дії відцентрового млина на процес наступного вилучення пірохлору при гравітаційному збагаченні руди у відцентровому концентраторі.

Основним методом визначення вмісту хімічних елементів в продуктах подрібнення і збагачення був рентгеноспектральний аналіз. Мінеральний склад проб контролювався оптичним методом за допомогою мікроскопу, гранулометричний склад – ситовим та седиментаційним методом.

Результати аналізу класів крупності руди наведені в табл. 4.7.



Таблиця 4.7 – Розподіл  $(\text{Nb},\text{Ta})_2\text{O}_5$  по класах крупності в маріуполітах, подрібнених до 0,1 мм

Класи крупності, мм	Подрібнення у кульовому млині			Подрібнення у млині відцентрово-метального типу		
	Вихід, %	Мас. частка $(\text{Nb},\text{Ta})_2\text{O}_5$ , %	Розподіл $(\text{Nb},\text{Ta})_2\text{O}_5$ , %	Вихід, %	Мас. частка $(\text{Nb},\text{Ta})_2\text{O}_5$ , %	Розподіл $(\text{Nb},\text{Ta})_2\text{O}_5$ , %
+0,074	6,4	0,060	3,84	16,3	0,052	8,48
-0,071+0,063	19,3	0,070	13,51	27,2	0,066	17,95
-0,063+0,050	29,5	0,080	23,60	20,1	0,095	19,00
-0,050+0,040	15,0	0,090	13,50	17,7	0,150	26,55
-0,040+0,020	10,5	0,101	11,36	8,9	0,170	15,13
-0,020+0,010	6,2	0,150	9,30	4,1	0,126	5,20
-0,01	13,1	0,190	24,89	5,7	0,135	7,69
Вихідний матеріал	100,0	0,100	100,00	100,0	0,100	100,00

Подрібнена у кульовому млині руда була розділена на дві технологічні проби масою приблизно по 60 т кожна, після чого одна проба направлялася на збагачення у відцентровому концентраторі, а інша – на магнітну сепарацію. Магнітна сепарація здійснювалася при індукції на поверхні барабанного сепаратора 0,15 Тл та 0,55 Тл.

Результати розділення мінералів руди на важку та легку фракції без попереднього часткового вилучення мінералів проміжної густини наведені в табл. 4.8; з попереднім вилученням – в табл. 4.9.

Таблиця 4.8 – Показники збагачення руди в концентраторі Нельсона без попереднього вилучення мінералів проміжної густини

Продукти збагачення	Подрібнення у кульовому млині			Подрібнення у млині відцентрово-метального типу		
	Вихід, %	Мас. частка $(\text{Nb},\text{Ta})_2\text{O}_5$ , %	Вилучення $(\text{Nb},\text{Ta})_2\text{O}_5$ , %	Вихід, %	Мас. частка $(\text{Nb},\text{Ta})_2\text{O}_5$ , %	Вилучення $(\text{Nb},\text{Ta})_2\text{O}_5$ , %
Важка фракція	4,39	1,110	48,52	3,22	2,030	65,37
Легка фракція	95,61	0,054	51,48	96,78	0,036	34,63
ВСЬОГО:	100,0	0,1000	100,00	100,0	0,100	100,0

Аналіз результатів досліджень показує, що застосування селективного подрібнення у відцентровому млині метального типу дозволяє досягти більш повного розкриття пірохлору в більш грубих класах крупності. Як наслідок, відцентровий концентратор дозволяє підвищити при такому

подрібненні масову частку пентоксиду ніобію в чорновому концентраті до 2,03 % при вилученні 65,37 %.

Таблиця 4.9 – Показники збагачення руди в концентраторі Нельсона з попереднім вилученням мінералів проміжної густини

Продукти збагачення	Подрібнення у кульовому млині			Подрібнення у млині відцентрово-метального типу		
	Вихід, %	Масова частка (Nb,Ta) <sub>2</sub> O <sub>5</sub> %	Вилучення (Nb,Ta) <sub>2</sub> O <sub>5</sub> %	Вихід, %	Масова частка (Nb,Ta) <sub>2</sub> O <sub>5</sub> %	Вилучення (Nb,Ta) <sub>2</sub> O <sub>5</sub> %
Важка фракція	3,79	1,36	55,54	2,52	3,22	77,25
Легка фракція	96,21	0,049	44,46	97,48	0,028	22,75
ВСЬОГО:	100,0	0,1000	100,00	100,0	0,100	100,0

Часткове вилучення мінералів проміжної густини перед гравітаційним збагаченням у відцентровому полі призводить до суттєвого зростання ступеню вилучення пірохлору, особливо у випадку подрібнення руди у млині відцентрово-метального типу. Масова частка пентоксиду ніобію у цьому випадку складає 3,22 % при вилученні 77,25 %.

Підготовлена тиким способом руда збагачується у відцентровому гравітаційному сепараторі з високим вилученням – на 35 % (відн.) вищим за вилучення пірохлору з руди, підготовленої у кульовому млині. При цьому вміст пентоксиду ніобію у чорновому концентраті (2,03 %) майже в два рази перевищує його значення при подрібненні руди у кульовому млині (1,11 %).

Попереднє вилучення з руди мінералів проміжної густини призводить до ще більшого зростання ступеню вилучення пірохлору при відцентровому подрібненні – на 39,1 % (відн.), – в порівнянні з подрібненням у кульовому млині.

\*\*\*

Отримані результати дослідження дозволяють зробити деякі важливі з точки зору оптимізації процесу збагачення висновки:

1. Найбільш прийнятні показники збагачення руди Мазурівського родовища у відцентровому безнапірному концентраторі (вилучення Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> та ZrO<sub>2</sub>, масова частка (ZrO<sub>2</sub> + Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, досягаються при вмісті в руді мінералів проміжної густини (біотиту, егірину, гетиту) на рівні 4,8–5,2 %.

2. Вміст мінералів проміжної густини (біотиту, егірину, гетиту) на рівні 4,8–5,2 % забезпечується попередньою магнітною сепарацією руди, доподрібненої до крупності менше 0,2 мм, при напруженості магнітного поля 5,4–5,5 кЕ.

3. Залежність ступеню вилучення пірохлору з рідкіснометалічної руди Мазурівського родовища у відцентровому полі від основних незалежних факторів процесу – концентрації твердої фази в пульпі, витрат розріджувальної води, витрат пульпи, крупності зерен (вміст класу –0,071 мм), частоти обертання чаші сепаратора, – в умовах їх комплексного впливу можна представити у вигляді рівняння регресії другого порядку, яке адекватно та з задовільною для вимог практики точністю описує досліджуваний процес.

4. Існують екстремуми ступеню вилучення від основних незалежних факторів процесу – концентрації твердої фази в пульпі, витрат розріджувальної води, витрати пульпи, крупності зерен (вміст класу – 0,071 мм), частоти обертання чаші сепаратора, координати яких суттєво зміщуються на статичних характеристиках. Як по осі ординат, так і по осі абсцис. Екстремальний характер залежності, та дрейф екстремуму має враховуватися при оптимізації процесу збагачення у відцентровому полі, та ефективного (оптимального) управління процесом.

5. Отримана модель дозволяє визначити раціональні параметри роботи відцентрового сепаратора: концентрація твердої фази в пульпі  $C$  – 20,77 %; витрати розріджувальної води  $Q_v$  – 304,45 л/хв.; витрати пульпи  $Q_{п}$  – 4,24 м<sup>3</sup>/год.; частота обертання чаші  $n$  – 390,65 об<sup>-1</sup>; крупність зерен (вміст класу –0,071 мм)  $d$  – 43,52 %.

6. Встановлені для дослідженого типу руди закономірності розділення зерен та екстремальної залежності ступеню вилучення від основних технологічних параметрів, дозволяють обґрунтувати підхід до розробки (концепцію) схеми збагачення.

#### *Література до розділу 4:*

1. Clarkson G., Clarkson R., Hitch M. Exploiting the malleability of gold for placer concentrate extraction and recovery // Minerals Engineering. 2016. Vol. 94. P. 38–40.

2. Анциферова С. А., Маркосян С. М. Центробежная концентрация и флотация при извлечении золота из руды Воронцовского месторождения // Современные проблемы науки и образования. 2015. № 2–2. С. 97.

3. Солоденко А. А. Испытания на эффективность центробежных концентраторов Falcon при обогащении золотосодержащей руды коренного месторождения // Цветная металлургия. 2012. № 6. С. 39–41.

4. Ofori–Sarpong G., Amankwah R. K. Comminution environment and gold particle morphology: Effects on gravity concentration // Minerals Engineering. 2011. Vol. 24. Iss. 6. P. 590–592.

5. Федотов К.В., Тютюнин В.В. Обогащение в центробежных концентраторах: монография. – Иркутск.: Изд-во Иркут. Гос. Техн. ун-та, 2008. – 115 с.
6. Шохин В. Н., Лопатин А. Г. Гравитационные методы обогащения. – М.: Недра, 1993. – 350 с.
7. Шпилевой К.Л., Белецкий В. С., Попов Р. Л., Маклакова Л.А. Разработка технологии извлечения редких металлов из отходов обогащения мариуполитов // Благородные и редкие металлы: Труды Четвертой Международной конференции «Благородные и редкие металлы. БРМ–2003». – Донецк, 2003. – С. 257–259.
8. Зив Е.Ф., Мамонтова Л.Н. «Изучение вещественного состава и разработка схемы обогащения крепких комплексных руд Ждановского месторождения». Рукопись, фонды Гиред-мета, 1957 г.
9. Спосіб попереднього збагачення бідних тонковкраплених рідкіснометалічних руд: Пат. 65233 А Україна : В03В7/00/ Шпильовий К. Л., Крамаренко С. О., Шпильовий Л. В. – № 2003065729; Заявл. 20.06.2003; Опубл. 15.03.2004, Бюл. № 3. – 4 с.
10. Білецький В. С., Шпильовий К. Л. Застосування відцентрового збагачення для вилучення рідкісних металів з відходів збагачення нефелінових сієнітів // Вісник Криворізького технічного університету. Вип. 17: Зб. Наук. Пр. – Кривий Ріг: КТУ, 2007. – С. 62–65.
11. Мостика Ю.С. Развитие научных основ кинетики мокрой высокоградиентной магнитной сепарации слабомагнитных руд [Текст] : автореф. Дис... д-ра техн. наук: 05.15.08 / Мостика Юрий Сергійович ; Національний гірничий ун-т. – Д., 2005. – 35 с.
12. Орлов Ю. А., Афонасенко С. И., Лазариди А. Н. Рациональное использование центробежных концентраторов при обогащении золоторудного сырья // Горный журнал. – М., 1997. – № 11. – С. 44–47.
13. Huang, L. Upgrading of Gold Gravity Concentrates a Study of the Knelson Concentrator. Ph.D Thesis / L. Huang. – Mc Gill University, 1999. – Pp. 319.
14. Федотов К.В., Тютюнин В.В. Обогащение в центробежных концентраторах: монография. – Иркутск.: Изд-во Иркут. гос. техн. ун-та, 2008. – 115 с.
15. Заярный А.А. Повышение эффективности обогащения труднообогатимых тантал-ниобиевых руд на основе центробежной сепарации (на рудах месторождения «Липовый Лог»): Дисс. ... канд. техн. наук: 25.00.13 / ЧГУ. – Чита, 2004. – 160 с.: илл., табл.
16. Шпилевой К.Л., Шпилевой Л.В. Повышение извлечения пирохлора за счет совершенствования рудоподготовки // IX Конгресс обогатителей стран СНГ. 26–28 февраля 2013 г. Сб. материалов в 2-х томах. Т. 11. – М.: МИСиС, 2013. – С. 679–681.
17. Федотов К. В., Романченко А. А. Механизм сепарации золотосодержащего минерального сырья в безнапорном сепараторе // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. – Иркутск, 2003. – № 9. – С. 80–85.
18. Білецький В. С., Шпильовий К. Л. Вилучення важких мінералів з рідкіснометалічної руди у відцентровому полі // Вісник Криворізького технічного університету. Вип. 40: Зб. Наук. Пр. – Кривий Ріг: КТУ, 2015. – С. 68–72.
19. Білецький В.С., Смирнов В.О. Моделювання процесів збагачення корисних копалин. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2013. – 304 с.
20. Ахназарова С.Л., Кафаров В.В. Методы оптимизации эксперимента в химической технологии. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Высш. шк., 1985. – 327 с.
21. Фалей Е. А. Исследование закономерностей и разработка технических решений турбулентной центробежной сепарации минерального сырья: Дисс. ... канд. техн. наук: 25.00.13 / Уральский ГГУ. – Екатеринбург, 2014. – 175 с.: илл., табл.
22. Сергеев П.В., Білецький В.С. Коин'ютерне моделювання технологічних процесів переробки корисних копалин (Практикум). – Маріуполь: Східний видавничий дім. – 2016. – 119 с.

## РОЗДІЛ 5

## ПІДВИЩЕННЯ ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНИХ ПОКАЗНИКІВ ПЕРЕРОБКИ РІДКІСНОМЕТАЛІЧНИХ РУД

### 5.1. Сучасні тенденції переробки чорнових концентратів рідкіснометалічних руд

Як було показано в розділі 1, промислова переробка рідкіснометалічної руди вітчизняного Мазурівського родовища розпочата ще в кінці 1930-х років, але до цього часу залишається актуальною проблема створення ефективної, рентабельної та екологічної технології комплексного вилучення цільових компонентів з цієї цінної сировини.

У світовій практиці для підвищення вилучення металів з бідних рідкіснометалічних руд застосовують гідро- та пірометалургійні процеси переробки чорнових концентратів і бідних промпродуктів. Альтернативне застосування методів механічного збагачення приводить до значних втрат.

Як згадувалося вище, одним з перспективних методів переробки бідних рідкіснометалічних руд, проміжних продуктів збагачення та чорнових концентратів є пірометалургійна плавка, що в багатьох випадках дозволяє відмовитися від застосування кислот, хлору та інших активних і екологічно небезпечних речовин, спростити технологічну схему. Прикладом ефективного застосування металургійної переробки є метод відновлювальної плавки, що полягає в концентруванні рідкісних металів у сплаві із залізом (чавуні), який отримують в результаті відновлення оксидів рідкісних металів вуглецем (коксом) в електродуговій печі при температурі процесу 1500-1800 °С. Цей метод є придатним для переробки сировини з вмістом рідкісних металів менше 2 %. Додаткове збагачення досягається конвертуванням чавуну при 1250-1350 °С. В результаті продування повітрям вдається отримати шлаки з вмістом 6-12 % оксидів рідкісних металів, придатні для наступної гідрометалургійної переробки, та досягти високого вилучення металів – 95,0 – 99,0 % [1]. Відомий різновид селективної плавки бідної тантал-ніобієвої руди родовища Crevir (Канада) з вмістом 0,17 % пентоксиду ніобію та 0,02 % пентоксиду танталу. Руду спочатку збагачують гравітаційним способом та магнітною сепарацією. Ніобій і тантал концентруються в немагнітній фракції. Концентрат містить 21 % пірохлору, 18 % циркону, 16 % апатиту, 12 % альбіту, 18 % піриту та 5 % магнетиту. Шихту, що складається з концентрату, коксу та залізної стружки, плавлять при температурі 1550-1700 °С і отримують фероніобій з 20 % вмістом карбідів ніобію і танталу. Обробкою такого, попередньо подрібненого, сплаву сірчаною кислотою в розчин переводять залізо, а карбіди ніобію і танталу залишаються в нерозчинному осаді. Далі проводять окиснювальний випал

карбідів при 800 °С протягом 30 хв. та отримують синтетичний концентрат з вмістом ніобію 80 % та 8 % танталу [2]. Але проблем екології та охорони праці цей метод переробки бідних концентратів повністю не вирішує, а лише зменшує масштаб їх шкідливого впливу.

Нами запропоновано застосувати плазмово-дуговий метод переробки бідного пірохлор-цирконового концентрату (рис. 5.1), отриманого від переробки руд Мазурівського родовища (Донецька обл.) [3]. Цей метод на відміну від попереднього, має перевагу в швидкості нагрівання шихти та можливості перегрівання металічної фази вище температури кипіння окремих елементів. Це дозволяє знизити вміст деяких елементів в металічному розплаві, наприклад алюмінію, магнію, кремнію; відповідно підвищується концентрація заліза та рідкісних металів.

Плазмово-дуговий нагрів дозволяє суттєво підвищити швидкість відновлювальних реакцій в печі в порівнянні із звичайною електричною дугою, та швидкість протікання відновлювальних реакцій не лише за рахунок підвищення температури розплаву, але і в результаті перемішування рідких металу та шлаку плазмовим струменем. Аргон, крім функції несучого газу плазми, виконує також роль утворювача нейтрального середовища по відношенню до газоподібного SiO, що міститься в газовій фазі. При звичайній електродуговій плавці монооксид кремнію, що утворюється при цьому, окиснюється в робочій зоні печі та конденсується на поверхні шлаку. При плазмово-дуговому нагріванні значна кількість кремнію з концентрату може вилучатися з печі у вигляді леткої сполуки – монооксиду кремнію, та збиратися як додатковий супутній товарний продукт плавки.

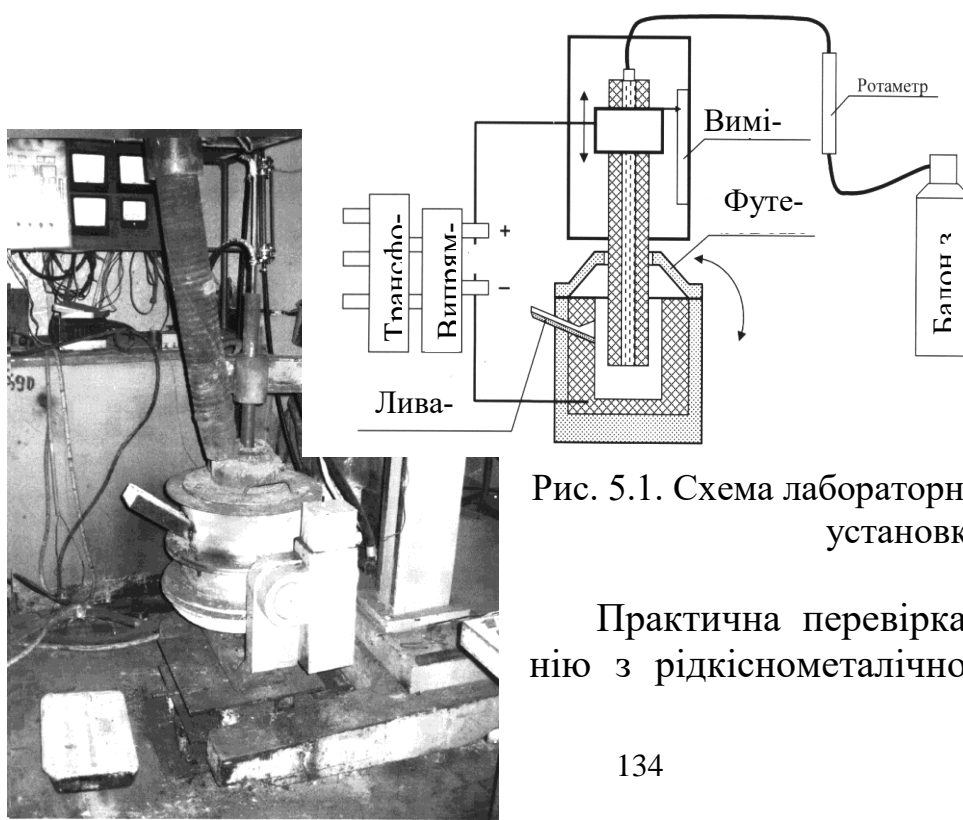


Рис. 5.1. Схема лабораторної плазмово-дугової установки

Практична перевірка вилучення кремнію з рідкіснометалічного концентрату у

вигляді SiO, а також випарювання металічного кремнію під час відновлюваної плавки виконана на лабораторній плазмово-дуговій установці, схема якої наведена на рис. 5.1, а загальний вигляд – на рис. 5.2.

Для експериментів з плазмовими дугами постійного струму було розроблено, виготовлено та встановлено на зварювальний апарат ТДФ-1601У4 спеціальний мостовий діодний випрямляч струму. Охолодження діодів здійснювалося проточною водою.

Рис. 5.2. Загальний вигляд плазмоводугової установки

Було проведено дослідження кінетики нагрівання робочого простору та горіння дуги змінного та постійного струму з подачею інертного газу (аргону), або без нього, через порожнистий електрод. Встановлено, що використання змінного струму забезпечує більш стабільне горіння дуги, а подача аргону в зону горіння дуги дозволяє суттєво збільшити довжину дуги, створюючи тим самим в робочій зоні печі плазмовий потік, що призводить до зростання швидкості нагрівання тиглю.

Процес знекремнювання вивчався на прикладі відновлювальної плавки цирконового концентрату. Були виготовлені котуни, які склалися з цирконового концентрату та графітового порошку. Проведено дві порівняльні плавки на шихті однакового складу: 2,0 кг котунів та 1,0 кг феросиліцію. Обидві плавки починалися з розтоплення феросиліцію в електродуговому режимі роботи пічної установки. Потім в рідкий метал невеликими порціями завантажувалися котуни. Відновлення здійснювалося в першому випадку у звичайному електродуговому режимі печі, а в другому варіанті – в плазмово-дуговому режимі. Під час першої плавки відновлювальні процеси, що супроводжувалися кипінням ванни з металом, завершувалося за 40 хвилин. Під час плазмово-дугової плавки тривалість кипіння скоротилася до 20 хв., а кипіння було більш інтенсивним.

Результати хімічного аналізу металу, отриманого в результаті відновлювальних плавок цирконового концентрату, наведені в табл. 5.1, показують, що плавка із застосуванням плазмово-дугового нагрівання дозволяє отримати більш високий вміст цирконію в металі, та більш низький вміст кремнію. Вилучення цирконію у сплав для першої плавки – 76 %, для другої – 85 %.

Таблиця 5.1. – Хімічний склад сплавів, отриманих в результаті відновлюваної плавки цирконового концентрату

Номер	Вміст, %
-------	----------

плавки	Zr	Si	Fe	Ti	Mg	Al	Ca	C
Плавка 1	23,84	28,73	39,77	0,19	2,1	3,7	0,16	0,32
Плавка 2	38,66	16,10	26,92	0,23	4,2	4,8	0,5	0,16

Незважаючи на високий вміст кремнезему та низький вміст рідкісних металів для безпосереднього використання феросплаву у чорній металургії, з бідних рідкіснометалічних концентратів можна отримати феросплави з достатньо високим вмістом рідкісних металів, який досягається за рахунок скорочення кількості шлаку та, очевидно, випаровування відновлених металевих алюмінію і кремнію. При відповідних умовах значну частину кремнезему можна вилучити шляхом сублімації монооксиду кремнію. Отриманий, в результаті окиснювання киснем повітря  $\text{SiO}$ , дрібнодисперсний діоксид кремнію  $\text{SiO}_2$  після уловлювання його в спеціальному циклоні та очищенні може бути ще одним супутнім продуктом комплексної переробки руди.

Використання плазмового джерела тепла дозволяє достатньо просто переробляти дрібнодисперсну сировину, організувавши її подачу в потоці плазмовоутворюючого газу. Чим більше диспергована речовина, тим більш ефективною є переробка, адже нагрівання та випарювання більш дрібних частинок відбувається швидше, і з меншими витратами енергії.

Схема процесу відновлювальної плавки пірохлорового концентрату наведена на рис. 5.3.

Дрібнодисперсна сировина разом з відновлювачем (вугільний пил) подається у високотемпературну реакційну зону в потоці плазмовоутворюючого газу. Висока температура (близько  $3000\text{ }^\circ\text{C}$ ) забезпечує швидке й найбільш повне відновлення оксидів всіх металів, що входять до складу концентрату (Nb, Ta, Zr, Fe, Al, Si). При цьому кремній та алюміній переходять у газову фазу і виводяться із реакційної зони в спеціальну камеру-кондесатор, де охолоджуються, переходять у рідкий стан та випускаються у виливницю. Тугоплавкі рідкісні метали та залізо залишаються в рідкій фазі і накопичуються на дні реакційної камери, з якої періодично випускаються.

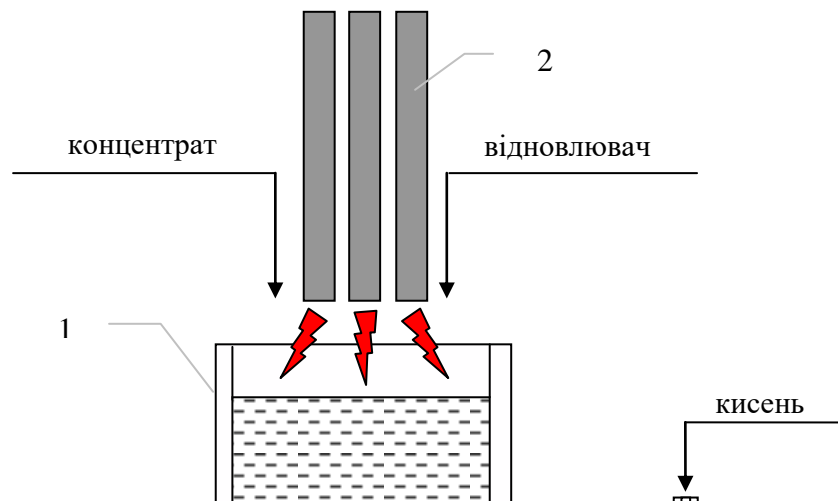




Рис. 5.3. – Схема процесу відновлювальної плавки пірохлорового концентрату: 1 – ванна дугової електричної печі; 2 – графітові електроди; 3 – шлакова виливниця; 4 – киснева фурма; 5 – футерований ківш.

Даний процес моделювався за допомогою програми термодинамічних розрахунків **Oracle**. Отримані результати моделювання високотемпературних відновлюваних процесів дозволяють зробити висновки про принципову можливість їх реалізації.

## **5.2. Раціональна глибина механічного збагачення тонковкрапленої рідкіснометалічної руди**

До 90 % ніобієвої сировини використовується для виробництва фероніобію. В основному це бразильські та канадські концентрати з вмістом суми пентоксиду ніобію і танталу 64-70 %. В Росії на Ключевському заводі для виробництва фероніобію методом алюмотермічного відновлення використовується пірохлоровий концентрат з вмістом пентоксиду ніобію не менше 37-38 %. Аналіз відомих досліджень збагачуваності рідкіснометалічних руд Мазурівського родовища [4-6], та наші дослідження [7, 8] показують, що отримати пірохлоровий концентрат відповідної якості з високими техніко-економічними показниками з бідної, тонковкрапленої та важкозбагачуваної сировини методами механічного збагачення досить складно.

У роботах [9,10] для забезпечення прийняттого вилучення ніобію з руди при механічному збагаченні пропонується обмежитися отриманням пром-продуктів (або чорнових концентратів) з досить низьким вмістом  $(\text{Nb}, \text{Ta})\text{O}_5$ , а наступну переробку їх здійснювати гідрометалургійними, хімічними або піро-

металургійними методами, які забезпечують високі показники вилучення металу.

В цьому випадку виникає проблема обґрунтування раціональної глибини механічного збагачення тонковкрапленої рідкіснометалічної руди, або визначення оптимального вмісту рідкісних металів у чорнових концентратах збагачення. Означена проблема має вирішуватися з врахуванням прийнятої технології наступної переробки чорнових концентратів іншими методами.

У роботі [11] Петровим І. М. для деяких родовищ рідкіснометалічних руд запропоновано визначити раціональну межу механічних та гідрометалургійних методів переробки на основі оптимізації параметрів розкриття, сепарації мінеральних компонентів, та рівня цін на товарні продукти, що вилучаються з руди. Автором встановлені закономірності зміни вартості товарних продуктів, що вилучаються з руди, та собівартості переробки рідкіснометалічних руд при зростанні вмісту пентоксиду ніобію в концентраті з врахуванням його наступної гідрометалургійної переробки.

У роботах [12-14] для забезпечення прийняттого вилучення ніобію з руди нами запропоновано обмежитися при механічному збагаченні руди отриманням промпродуктів (або чорнових концентратів) з досить низьким вмістом  $(\text{Nb}, \text{Ta})\text{O}_5$ , а наступну переробку їх здійснювати відновлювальною плавкою, концентруючи ніобій та тантал у сплаві з залізом (реально в чавуні).

Відновлення оксидів при цьому здійснюється вуглецем або алюмінієм в електродуговій печі при  $1500\text{ }^\circ\text{C}$ . Додаткове збагачення досягається конвертуванням чавуну при  $1250\text{-}1350\text{ }^\circ\text{C}$ . В результаті продування розплаву повітрям можна отримати шлаки з вмістом  $6\text{-}12\%$   $(\text{Nb}, \text{Ta})\text{O}_5$  [13], які придатні для вилучення ніобію і танталу іншими способами хімічної переробки, наприклад способом хлорування або сульфатно-пероксидним способом. Ці способи переробки характеризуються дуже високою селективністю, та забезпечують вилучення ніобію на рівні  $90\text{-}99\%$  [15].

Застосування такої комбінованої технології переробки бідної важкозбагачуваної сировини дозволяє досягти значно вищого наскрізного вилучення пентоксидів ніобію та танталу. Залишається визначити ступінь збагачення, до якого економічно доцільним є концентрувати пірохлор механічними методами збагачення – гравітаційними, магнітними, флотаційними.

Аналіз втрат металів при збагаченні та переробці рідкіснометалічної сировини, наведений в розділі 2, показує, що значне зниження вилучення корисних компонентів з руди відбувається, як правило, при доводці чорнових концентратів і промпродуктів механічними методами збагачення. Така доводка супроводжується значним шламоутворенням та попаданням у хвости бідних зростків.

Застосування у циклі доводочних операцій пірометалургійної переробки значно знижує втрати рідкісних металів. При цьому суттєво зростає сумарне вилучення металу в загальному комплексі переробки мінеральної сировини: «видобування – збагачення – транспортування – металургійна переробка».

Вміст металу у концентратах вирішальним чином впливає на наскрізне вилучення, а також питомі експлуатаційні та капітальні витрати на виробництво товарної продукції. Намагання досягти більш високого вмісту металу в концентратах збагачення призводить, з одного боку, до зниження витрат на металургійну переробку, але з іншого – до зниження наскрізного вилучення металу в готову товарну продукцію (феросплави, метал та інше). Метал втрачається як при доводці чорнового концентрату механічним збагаченням (через низьке вилучення в гравітаційних, флотаційних та магнітних процесах), так і при металургійній плавці надто бідних концентратів (через зростання виходу шлаку).

Таким чином, загальний напрямок підвищення ефективності переробки бідних рідкіснометалічних руд полягає у визначенні оптимального співвідношення між механічним збагаченням руд та металургійною доводкою чорнових концентратів.

Вирішення питання про оптимальну глибину збагачення пов'язане з максимізацією вартості мінералів, що вилучаються при переробці руди; отже, з повнотою комплексного використання мінеральної сировини за умови мінімізації витрат на переробку. Такий підхід забезпечує розгляд і оптимізацію всього виробничого циклу, та визначається максимальним прибутком від реалізації товарної продукції (а не проміжної, якими є чорнові концентрати).

Основною характеристикою оптимальної глибини збагачення є вміст металів у концентраті механічного збагачення. Для руд Мазурівського родовища підвищення вмісту пентоксиду ніобію і танталу призводить до зниження витрат на металургійну переробку пірохлорового концентрату. Але при цьому значно знижується сумарне вилучення цих компонентів в товарні продукти (фероніобій, діоксид цирконію) за рахунок втрат у збагачувальному циклі. Таким чином, відбувається суттєве зниження вартості компонентів, що вилучаються з руди. І навпаки: зниження вмісту рідкісних металів в чорновому концентраті дозволяє зменшити витрати на його отримання, але приводить до зростання обсягів матеріалу, що надходить на металургійну переробку, отже зростання енергетичних витрат на металургійну переробку. Тому виникає необхідність проведення техніко-економічних розрахунків для оптимізації різниці цих показників (вартість металів, що вилучаються – витрати на переробку руди).

Нами проведено комплекс техніко-економічних досліджень по визначенню оптимального вмісту рідкісних металів у чорнових концентратах збагачення рідкіснометалічної руди Мазурівського родовища, і його впливу на наступну металургійну переробку. Концентрати отримували з нефелін-сієнітової сировини (маріуполітів), яка містить ніобій, тантал, цирконій, польові шпати та інші елементи. Цінні мінерали мали близькі технологічні властивості, тонку вкрупненість та схильність до ошламування. Тому для збагачення різних проб руди застосовувались складні розгалужені гравітаційно-магнітно-флотаційні та магнітно-гравітаційно-флотаційні схеми (див. розділ 1). Незважаючи на це, спроби отримати кондиційний концентрат (з вмістом  $\text{Nb}_2\text{O}_5 + \text{Ta}_2\text{O}_5 \geq 37\%$ ) виявилися марними. Вилучення основного цінного компоненту ( $\text{Nb}_2\text{O}_5$ ) в пірохлоровий

концентрат з вмістом 16-19 % не перевищувало 25-26 % (рис. 5.4). Воно помітно знижувалося на стадії первинного збагачення при отриманні чорнового концентрату з вмістом 2,5-3,5 % ( $\text{Nb}_2\text{O}_5 + \text{Ta}_2\text{O}_5$ ), а потім на стадії доводки концентрату, передбаченої в схемі для забезпечення кондиційного вмісту в ньому цінних компонентів.

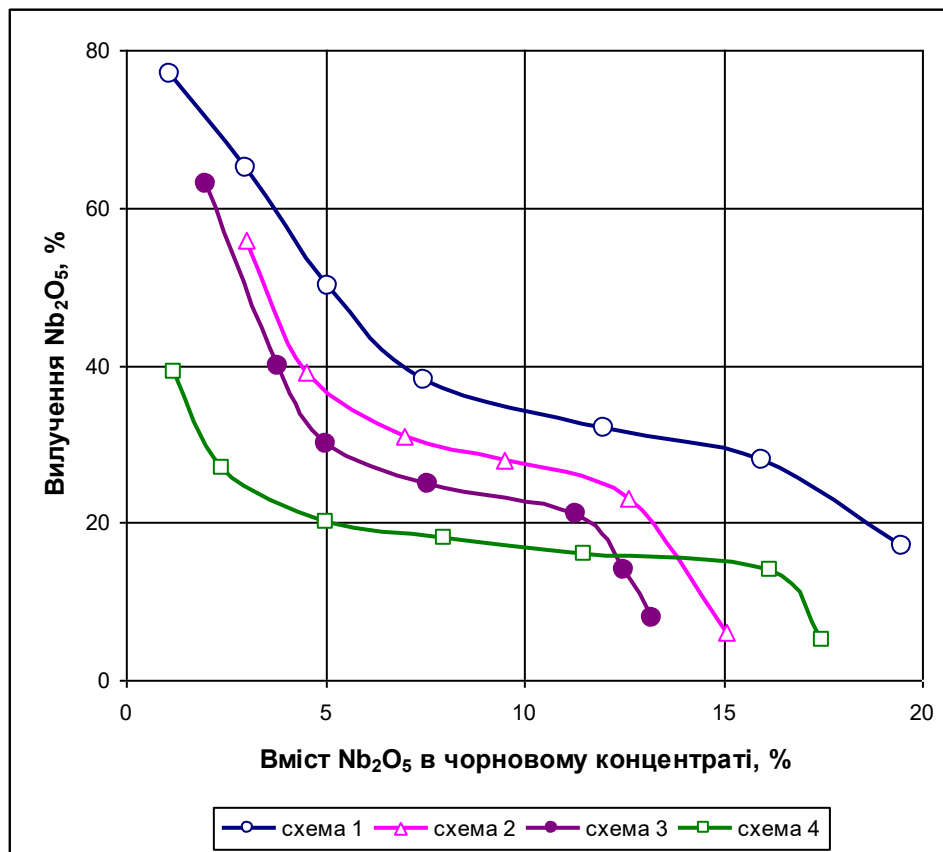


Рис. 5.4. Залежність вилучення  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  в готовий концентрат від його вмісту в руді для різних технологічних схем:

- 1 – гравітаційно-магнітна із застосуванням відцентрових сепараторів [19];
- 2 – гравітаційно-флотаційно-магнітна [16]; 3 – флотаційно-магнітна [17];
- 4 – гравітаційно-магнітна [18].

Варіанти технології переробки руд родовища з різною масовою часткою металів в проміжних чорнових концентратах складені на основі результатів досліджень інститутів *Механобрчермет* (м. Кривий Ріг), *ГИРЕ-ДМЕТ* (м. Москва), *УкрДІМР* (м. Сімферополь), та наших досліджень по розробці технологічних схем збагачення руд Мазурівського родовища [16-19]. Розроблена авторами гравітаційно-магнітна схема збагачення (схема 1) із застосуванням відцентрових сепараторів [19] порівнювалась з технологіями гравітаційно-флотаційно-магнітного (схема 2) збагачення [16];

флотаційно-магнітного (схема 3) збагачення [17], та гравітаційно-магнітного (схема 4) збагачення [18].

Аналіз продуктів збагачення показав, що втрати металу на першій стадії пов'язані в основному з тонковкрапленими зростками цінних мінералів та вмісних порід, а також з наявністю шламистих частинок корисних компонентів, ефективне вилучення яких не досягалось навіть із застосуванням сучасних методів механічного збагачення (відцентрової сепарації). Однак, починаючи з вмісту пентоксиду ніобію в чорновому концентраті на рівні 5-7 % і до 13-15 %, вилучення для різних схем зменшується несуттєво. Це пояснюється тим, що в схемі доводки чорнового концентрату магнітною сепарацією здійснюється послідовне відділення від пірохлору в магнітну фракцію темноколірних мінералів (біотиту, егірину), а потім в немагнітну – циркону та основної маси польових шпатів. При достатньо повному розкритті в крупності менше 0,2 мм ці операції є ефективними, і не призводять до значних втрат ( $\text{Nb}_2\text{O}_5 + \text{Ta}_2\text{O}_5$ ).

Отриманий рідкіснометалічний продукт при напруженості магнітного поля 1,1-1,2 Тл містить переважно пірохлор (як концентратор ніобію і танталу). Інша частина представлена в основному польовим шпатом, нефеліном, цирконом.

Подальше розділення ускладнене наявністю різних генерацій пірохлору, в тому числі дуже слабкомагнітного, та пірохлору зі зниженою густиною, а також присутністю зерен польового шпату з тонкою плівкою оксидів заліза на поверхні. Все це знижує вилучення пентоксиду ніобію в пірохлоровий концентрат, починаючи з його вмісту на рівні 12-16 %. Крім того, при механічній доводці пірохлорового концентрату отримуємо промпродукти з низьким вмістом цінних компонентів, довилучення яких необхідно проводити хімічними або гідрометалургійними методами.

З врахуванням цих обставин були проведені техніко-економічні розрахунки для визначення оптимальної глибини збагачення рідкіснометалічних руд з отриманням концентратів з різним вмістом  $\text{Nb}_2\text{O}_5 + \text{Ta}_2\text{O}_5$ , виходячи з того, що в якості товарної ніобієвої продукції прийнято фероніобій. За вихідні дані прийняті техніко-економічні показники алюмо

термічного способу виробництва фероніобію на Донецькому ДХМЗ з концентратів збагачення, та пентоксиду ніобію технічної чистоти.

За основний показник порівняльної економічної ефективності рекомендується [20] прийняти мінімум приведених витрат, які є сумою поточних витрат (собівартості) та одноразових капітальних витрат на видобування і переробку руди, приведених до однієї розмірності. Варіант технології, що забезпечує мінімальні приведені витрати, вважаємо кращим для даних умов виробництва. Основним критерієм вибору оптимальної глиби-

ни збагачення вибрали прибуток від реалізації товарної продукції, отриманої при металургійній переробці чорнових концентратів збагачення. Він визначається як різниця між вартістю продукції (отриманої з 1 т руди) та повною собівартістю її виробництва:

$$P = (C - C_n) * A, \quad (5.1)$$

де  $P$  – річний прибуток від реалізації продукції, тис. грн;  
 $C$  – сумарна вартість товарної продукції з 1 т руди, грн;  
 $C_n$  – повна собівартість переробки 1 т руди, грн;  
 $A$  – річна продуктивність підприємства по руді, тис. т.

Вартість однієї тонни руди визначається сумарною вартістю отриманої з неї товарної продукції. Вона залежить від вмісту металів у руді, ступеню їх вилучення та ціни товарної продукції. При цьому у більшості випадків методика підрахунку цінності компонентів руди, які вилучаються, передбачає використання ціни металів в отриманих концентратах [20]. У нашому випадку розглядався комплекс виробництва (збагачення – металургійна переробка), тому в розрахунок вартості компонентів введено вилучення металів при пірометалургійній переробці концентратів, та ціна металу в товарній продукції, отриманій за цією технологією:

$$BC = \sum_{i=1}^N \alpha_i \varepsilon_{oi} \varepsilon_{mi} c_{npi} K_{pi} + \sum_{j=1}^M \alpha_j \varepsilon_{oj} c_{kj} K_{pj}, \quad (5.2)$$

де:  $\alpha$  – вміст цінного компонента у руді, частки од.;  
 $\varepsilon_o, \varepsilon_m$  – вилучення компонента (металу) при збагаченні та металургійній переробці, відповідно, частки од.;  
 $c_{np}, c_k$  – ціна компонента (металу) в товарній продукції та товарному концентраті, відповідно, грн/кг;  
 $N$  – число компонентів, що вилучаються в процесі збагачення та металургійної переробки;  
 $M$  – число компонентів, що вилучаються лише в процесі збагачення;  
 $K_p$  – коефіцієнт реалізації продукції (в розрахунках  $K_p = 1$ ).

Таким чином, вартість багату в чому визначається ціною металу в товарній продукції.

Як товарну продукцію для ніобію та танталу прийнято фероніобій, для цирконію – товарний діоксид цирконію; для калію, натрію та алюмінію – польвошпатовий концентрат.

Оптимізація здійснювалася за максимальним значенням функції прибутку від вмісту основного цінного компонента (пентоксиду ніобію) у пірохлоровому концентраті:

$$П = ВЦ (\beta_{Nb_2O_3}) - [c_в + c_з(\beta_{Nb_2O_3}) + C_м (\beta_{Nb_2O_3})] \Rightarrow \max, \quad (5.3)$$

де  $П$  – прибуток від реалізації товарної продукції;

$ВЦ$  – вартість вилучених продуктів;

$c_в$  – собівартість видобутку руди;

$c_з$  – собівартість збагачення руди;

$c_м$  – собівартість металургійної переробки продуктів збагачення.

Основним продуктом для розрахунків вартості компонентів руди та собівартості її переробки прийнято пірохлоровий концентрат, що вміщує головні цінні компоненти руди – ніобій та тантал. Для кожної стадії отримання пірохлорового концентрату, яка характеризується відповідним вмістом у ньому пентоксиду ніобію, визначалась:

- собівартість збагачення руди (з врахуванням сталих витрат на видобування руди);
- собівартість металургійної переробки концентрату;
- сумарна (загальна) собівартість отриманої товарної продукції;
- ціна металів, що вилучаються з руди;
- прибуток від реалізації товарної продукції.

По кожному варіанту технології переробки руди проведено розрахунок витрат на збагачення та металургійну переробку чорного концентрату за умови сталих витрат на видобування і транспортування руди та продуктів збагачення; розрахунок вартості корисних компонентів, які вилучаються з руди; прибутку. В умовних одиницях основні економічні показники представлені на рис. 5.5.

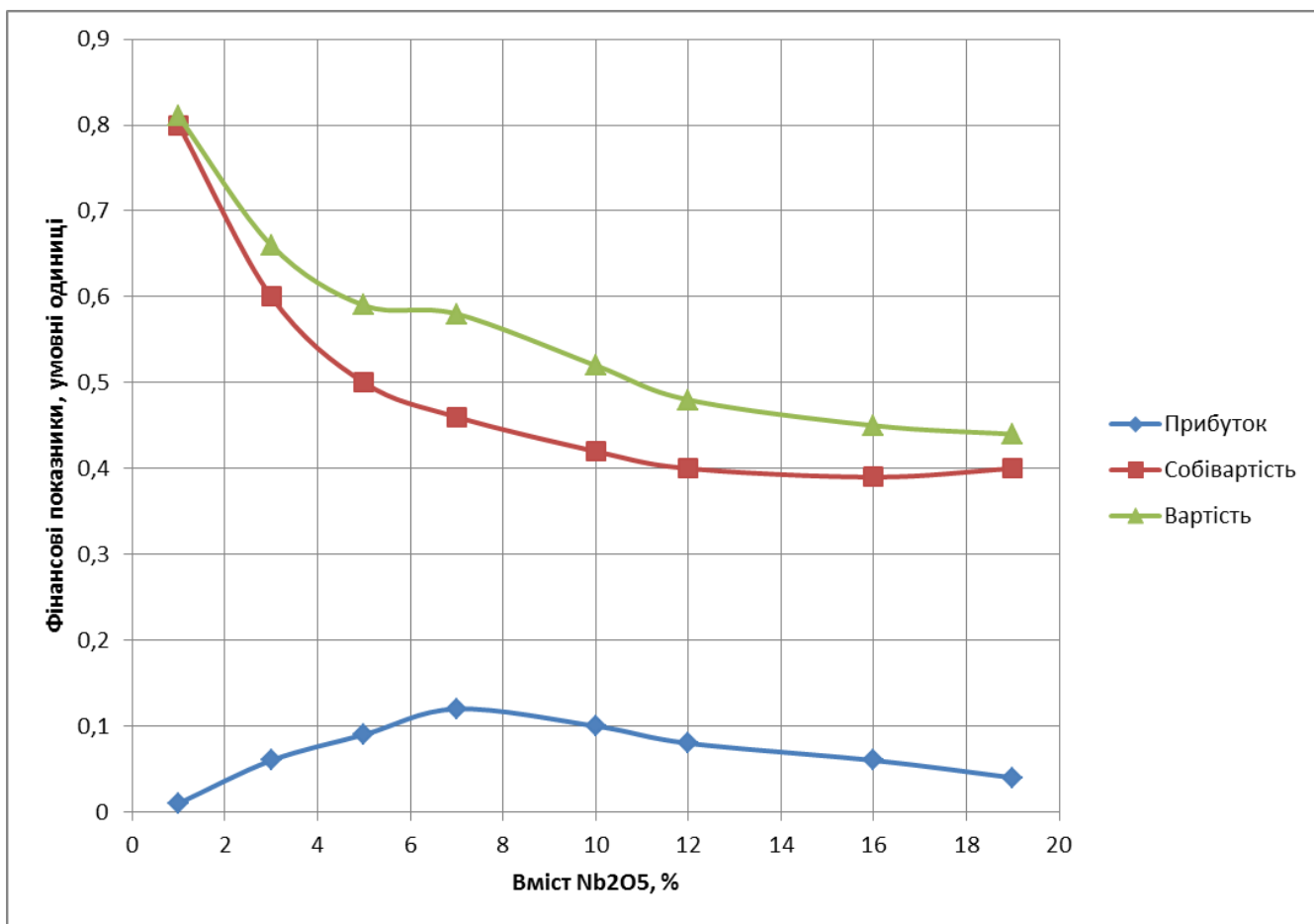


Рис. 5.5. – Залежність собівартості переробки руди, вартості вилучених компонентів руди, та прибутку від прийнятого вмісту Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> в чорновому концентраті

Рівень цінності компонентів, які вилучаються з руди, розраховано на базі середніх світових цін на рідкіснометалічну продукцію у 2019 році:

- 15 тис. дол. США за тонну ніобію у фероніобію;
- 1000 дол. США за тонну цирконового концентрату;
- 30 дол. США за тонну польовошпатового концентрату.

Із аналізу даних витікає, що із зростанням вмісту пентоксиду ніобію в чорновому концентраті сумарна (загальна) собівартість переробки руди падає за рахунок зниження витрат на металургійну переробку менших обсягів концентрату. Це відбувається незалежно від зростання витрат безпосередньо на збагачення сировини.

При зростанні якості рідкіснометалічного чорнового концентрату, вартість компонентів руди, які вилучаються, падає за рахунок зниження ступеню вилучення пентоксиду ніобію та танталу. Для бідних концентратів собівартість знижується більш стрімко, ніж вартість вилучених компонентів. Але вже при вмісті пентоксиду ніобію близько 5 % зниження собівартості відбувається менш помітно. Як видно з рис. 5.5, максимальний при-



буток від реалізації товарної продукції відповідає вмісту пентоксиду ніобію в чорновому концентраті на рівні 7-8 %.

Таким чином, оптимальна глибина збагачення руд Мазурівського родовища визначається вмістом пентоксиду ніобію у чорновому пірохлоровому концентраті на рівні 7,0-7,5 % (або сумарним вмістом пентоксиду ніобію та танталу близько 8,0 %). При цьому наскрізне вилучення пентоксиду ніобію в концентрат складає 60-61 % (проти 26 % при механічних методах збагачення), вилучення танталу – 74 %. Схема доводки чорнового рідкіснометалічного концентрату при цьому спрощується – з неї будуть виключені останні стадії доводки (рис. 5.6).

Операція магнітного збагачення є дуже витратною через низьку продуктивність сепараторів, високу їх вартість та значні витрати на обслуговування.

Застосування в технології переробки чорнового концентрату відновлювальної плавки дозволяє отримати ніобієвий продукт відповідних кондицій, придатний для подальшої металургійної переробки, вже при напруженості магнітного поля 9,7-11,0 кЕ (0,97-1,1 Тл), та відмовитися від застосування високоградієнтних сепараторів.

При цьому прибуток від реалізації готової продукції додатково зростає на 375 дол. США на кожній тонні руди.

Проведені техніко-економічні дослідження дозволили виявити діапазони оптимальної глибини збагачення рідкіснометалічних руд Мазурівського родовища на основі критерію максимального прибутку від реалізації кінцевої товарної продукції.

Зниження глибини механічного збагачення (до вмісту пентоксиду ніобію 7-8 % в чорновому концентраті) призводить до зростання загального сумарного (наскрізного) вилучення в 2,3 рази у порівнянні із збагаченням руди механічними методами та металургійною переробкою більш багатих чорнових концентратів (з сумарним вмістом пентоксиду ніобію та танталу близько 16-19 %).

Виконані розрахунки показують, що оптимізація співвідношення механічного та пірометалургійного збагачення в комбінованих схемах переробки бідної руди є досить ефективним напрямком вдосконалення виробництва рідкіснометалічної продукції.

Але робота гірничо-переробного підприємства на основі використання критерію «оптимальної глибини збагачення» можлива лише у випадку, коли гірничо-збагачувальне виробництво знаходиться в єдиному комплексі з металургійним цехом у складі одного підприємства.

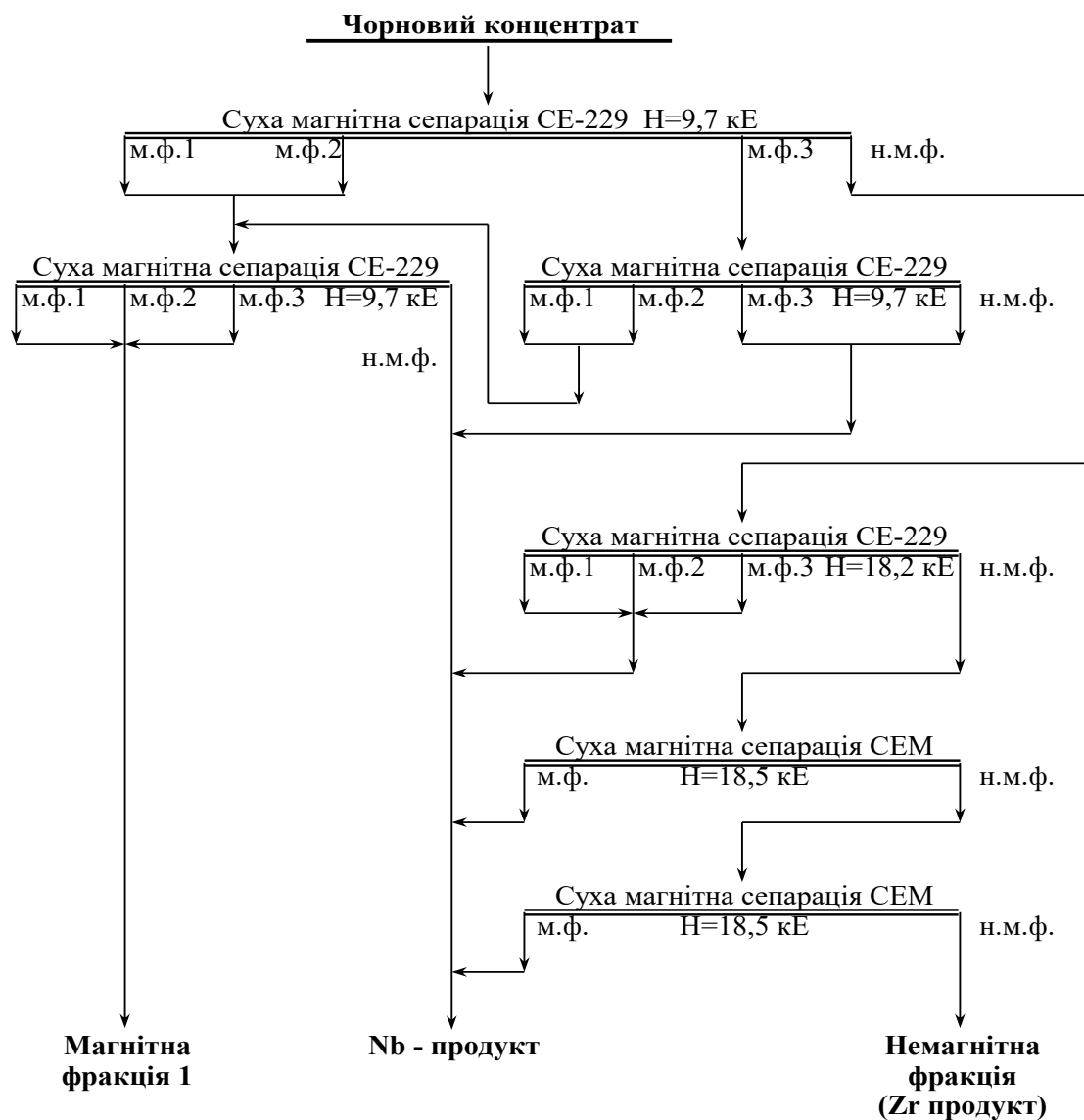


Рис. 5.6. – Схема доводки чорнового концентрату магнітною сепарацією

В умовах повного циклу переробки руди на гірничо-металургійному заводі можлива і необхідна оптимізація співвідношення механічного збагачення та металургійної обробки продуктів збагачення на основі критерію «максимальний прибуток від реалізації кінцевої товарної продукції».

### 5.3. Розробка концепції раціональної технологічної схеми комплексної переробки рідкіснометалічних руд

Пірохлорові руди вітчизняних родовищ, як показано в попередніх розділах, характеризуються низьким вмістом ніобію (0,09-0,15 %), та дріб-

ною вкрапленістю (до 70 % класу – 0,05 мм), що вимагає застосування багатостадійних схем гравітаційного збагачення з використанням таких гравітаційних апаратів, як відсаджувальні машини та концентраційні столи. Зарубіжна практика та відомі дослідження вітчизняних пірохлорових руд показують, що отримати високі показники збагачення за такого підходу не вдається – вилучення ніобію навіть в бідні чорнові концентрати не перевищує 25-30 %. При подрібненні таких руд в традиційних дезінтегруючих апаратах – кульових або стрижневих млинах, - пірохлор, як дуже крихкий мінерал, ще більше розтирається та утворює «примазки» на поверхні зерен більш міцних мінералів. Тому суттєвого зростання вилучення не вдається досягти навіть при застосуванні більш досконалих гравітаційних апаратів – відцентрових концентраторів, - або флотаційних та магнітних методів збагачення.

Побудова для таких руд ефективних схем збагачення, які б забезпечували високе вилучення ніобію у кондиційні концентрати, є досить складним завданням.

Наведені в попередніх розділах закономірності подрібнення, розкриття та відцентрової сепарації важкозбагачуваної рідкіснометалічної руди Мазурівського родовища можуть слугувати підґрунтям для розробки раціональної технології, яка дозволяє здійснювати переробку цієї сировини з високими техніко-економічними показниками.

В табл. 2.1 перераховані основні шляхи підвищення ефективності, та досягнення високих показників збагачення і подальшої переробки такої руди.

Одним із таких шляхів є оптимізація рудопідготовки, яка полягає як в попередній крупногрудковій радіометричній сепарації, так і застосуванні відповідних методів дроблення та подрібнення руди, що забезпечують найкраще розкриття мінералів та мінімальне шламоутворення. Як показано в роботі [21], попередня радіометрична сепарація рідкіснометалічної руди Мазурівського родовища крупністю –30 мм дозволяє майже на 30 % скоротити обсяги руди, яка подається на подальшу переробку.

Іншим перспективним методом попереднього збагачення бідних рідкіснометалічних руд [22] є високопродуктивний метод поліхромної фотометричної сепарації. Нами виконані експериментальні дослідження на сенсорному фотометричному сепараторі мінералів, в якому ознака розділення визначається за допомогою поліхромної RGB моделі, здатної розрізняти до 500 000 кольорів. У порівнянні з рентгенорадіометричними ці сепаратори мають вищу продуктивність, та дозволяють розділяти матеріал ширшого діапазону крупності. Сепаратори мають високу роздільну здатність, чутливість, та можуть використовувати декілька роздільних ознак. Були

встановлені тісні кореляційні залежності між вмістом ніобію, та альбіту і нефеліну на Мазурівському рідкіснометалічному родовищі. Встановлена можливість розділення трьох основних порід на родовищі: мікрокліну, альбіту та нефеліну (два останні – основних носіїв ніобію), - за допомогою поліхромних фотометричних сепараторів при граничній відносній площі альбіту – 1 %, нефеліну – 2,5 %.

В результаті досліджень фотометричної сепарації на класах крупності -100+70; -70+50; -50+20; -20+10; -10+5 мм рядових та бідних руд (вихідний вміст пентоксиду ніобію 0,20 % та 0,08 % відповідно) були виділені хвости з вмістом 0,033 %  $Nb_2O_5$  для рядових та 0,024 %  $Nb_2O_5$  для бідних руд (при їх виході 48,8 % та 69,6 % відповідно), та концентрати в сумі з відсівом (-5 мм) з вмістом 0,34 % і 0,18 %  $Nb_2O_5$  (при вилученні 92,3 % та 81,6 % відповідно).

Таким чином, вперше було встановлено, що застосування попередньої концентрації на основі фотометричної сепарації на комплексних рідкіснометалічних рудах Мазурівського родовища дозволяє:

- підвищити рентабельність переробки рядових руд за рахунок зростання якості гірничої маси, що надходить на наступне основне збагачення;
- залучити до переробки бідні руди з низьким вмістом пірохлору (менше 0,08 %) і, тим самим, знизити бортовий вміст пірохлору на родовищі;
- за рахунок вилучення хвостів зменшити обсяги гірничої маси, яка направляється на глибоке збагачення на 40-45 %.

Для тонковкраплених рідкіснометалічних руд, схильних до шламоутворення, важливим є метод раціонального подрібнення, правильний вибір якого дозволяє покращити розкриття, знизити шламоутворення, підвищити технологічні показники подальшого збагачення. У розділі 3 описано селективну дезінтеграцію рідкіснометалічних руд одного із вітчизняних родовищ (Мазурівське, Донецька обл.) з метою вибору оптимального типу дробарки та млина, які забезпечують найбільш повне розкриття пірохлору при мінімальному переподрібненні руди, а також мінімальні втрати його у вигляді шламів (0,01 мм) та примазок на частинках маріуполіту, альбіту, нефеліну. Встановлено, що підготовка руди до гравітаційного збагачення шляхом подрібнення її у відцентровому млині металічного типу дозволяє підвищити масову частку ніобію в чорновому концентраті майже в два рази – до 2,03 %, – при вилученні 65,37 %, в той час як при подрібненні в кульовому млині вміст пентоксиду ніобію 1,1 % при вилученні 24,2 %.

Основним завданням первинного збагачення для такої руди є максимальне відділення основної маси руди від пустої породи з мінімальним вмістом в ній цінних компонентів.

Традиційними методами для відділення супутніх мінералів від цінних компонентів є гравітаційні способи розділення – відсадка та сепарація на концентраційних столах. При цьому виділені цінні мінерали (пірохлор, циркон, титаномагнетит) мають найвищу густину. Подальші дослідження (розділ 4) були направлені на оптимізацію режиму збагачення подрібненої до 0,20 мм руди у відцентровому концентраторі KNELSON, та вивчення впливу мінералогічного складу руди (вмісту мінералів проміжної густини) на ефективність її збагачення.

Результати досліджень, наведені у розділі 4, свідчать про можливість та ефективність застосування відцентрової сепарації для відділення цінних мінералів від супутніх компонентів руди. Концентрація пірохлору у відцентровому полі є основною операцією в технологічній схемі збагачення руди, яка дозволяє досягти значно кращих показників збагачення в порівнянні з традиційними гравітаційними апаратами.

Для підвищення контрастності властивостей розділюваних мінералів, покращення їх розділення доцільним було б попередньо вилучити з гірничої маси мінерали проміжної густини. Але, як було нами встановлено, кращі результати концентрації отримують в тих випадках, коли вихідний матеріал все ж містить певну невелику частку мінералів проміжної густини – егірину, біотиту, гетиту. Найбільш прийнятні показники збагачення руди Мазурівського родовища у відцентровому безнапірному концентраторі (вилучення  $Nb_2O_5$  та  $ZrO_2$ , масова частка  $ZrO_2+Nb_2O_5$ ) досягаються при вмісті в руді мінералів проміжної густини (біотиту, егірину, гетиту) на рівні 4,8-5,2 %.

Подальші наші дослідження показали, що ці мінерали проміжної густини є слабкомагнітними, тобто проміжними за своїми магнітними властивостями між пірохлором та мікрокліном, альбітом і нефеліном. При проведенні магнітної сепарації вони виділяються у другу магнітну фракцію при індукції магнітного поля 0,6-0,8 Тл. Змінюючи напруженість магнітного поля можна регулювати вміст мінералів проміжної густини в промпродукті, який направляється на подальше збагачення у відцентрових сепараторах. Вміст мінералів проміжної густини (біотиту, егірину, гетиту) на рівні 4,8-5,2 % забезпечується попередньою магнітною сепарацією руди, доподрібненої до крупності менше 0,2 мм, при напруженості магнітного поля 0,54-0,55 Тл.

Магнітне фракціонування вихідної тонковкрапленої руди є перспективною технологічною операцією, яка дозволяє підвищити ефективність

вилучення важких мінералів (пірохлору та цирконію) у відцентровому полі.

Попередньою оцінкою доцільності та переваг застосованого методу є результати гравітаційного та магнітного аналізу руди, наведені у підрозділі 3.3.

Результати циклу робіт по гравітаційному аналізу руди свідчать про те, що фракція густиною  $\leq 2,62$  для всіх класів крупності характеризується мінімальним вмістом  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  (0,06 %) серед інших фракцій. Але вихід цієї фракції в кожному класі крупності відносно невеликий і складає від 4 до 16 %, зростаючи із зниженням крупності руди. Основна маса мінералів вмісних порід зосереджена, як видно з результатів гравітаційного аналізу, у фракції густиною 2,6-2,9 г/см<sup>3</sup>. Її вихід складає 60 - 86 % від загального виходу класу крупності при зниженні крупності. Це узгоджується з літературними даними по густині цих мінералів.

У фракціях густиною 2,6-2,9 г/см<sup>3</sup> вміст  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  значно вищий, ніж у фракції  $\leq 2,62$ , та змінюється від 0,36 до 0,098 % при різній крупності, що свідчить про наявність в цій фракції як розкритих мінералів пустої породи, так і їх бідних зростків з цінними мінералами.

Спроби отримати більш багаті чорнові пірохлорові концентрати шляхом введення додаткових стадій гравітаційної або магнітної сепарації призводять до значного зниження вилучення ніобію, і його втрат з хвостами збагачення.

У практиці збагачення бідних тонковкраплених руд інколи обмежуються отриманням чорнових концентратів або проміжних продуктів з низьким, – одиниці та перші десятки відсотків, – вмістом рідкісних металів для забезпечення більш високого їх вилучення. Наступна переробка таких чорнових концентратів та промпродуктів на зарубіжних підприємствах здійснюється різними гідрометалургійними методами: спіканням з лугами, обробкою кислотами або хлоруванням. Такі методи характеризуються не лише складністю багатостадійної технології гідрометалургійної переробки, але й є екологічно небезпечними для довкілля та персоналу цих виробництв.

Подальше підвищення ефективності переробки бідних рідкіснометалічних руд можливе за рахунок комплексного використання всіх корисних компонентів руди, що є можливим при широкому використанні пірометалургійних методів доводки чорнових концентратів.

Чорновий гравітаційний пірохлоровий концентрат переробляли методом відновлюваної алюмотермічної плавки в дуговій печі постійного струму малої потужності (200 кВА), з наступним окисненням сплаву. До-

водка чорного пірохлорового концентрату прийнята на основі досліджень Інституту титану (м. Запоріжжя) та власних досліджень [23].

Алюмотермічний процес з огляду на екологічну безпеку є більш привабливим [10]. В якості відновлювача використовували порошок вторинного алюмінію. В шихту додавали вапно в якості флюсу, та залізородні котуни (ЗРК) - для внесення заліза до складу сплаву для утворення рідкоплинного розплаву. Крупність алюмінієвого порошку і вапна – менше 1,0 мм, а ЗРК – менше 5,0 мм. Приблизний склад шихти: концентрат – 70-75 %, вапно – 14-15 %, ЗРК – 6-7 %.

Піч футерована магнезитом або електродним графітом. Завантаження шихти здійснювали порціями, по мірі проплавлення. Температура шлаку складала 1823-1923 К [10].

Алюмотермічна плавка в печі з магнезитовою футеровкою характеризувалася витратами електроенергії 1200-1400 кВт·год/т концентрату (при тривалості циклу 65-75 хвилин). При використанні графітової футеровки тривалість циклу плавки та витрати електроенергії були в 1,2-1,5 разів нижчими, вихід металу складав 15-18 %, а шлаку – 100-125 % (від маси шихти).

Вилучення Nb та Ta у сплав складало не менше 92 %. У шлак переходило від 75 до 96 % кремнію та до 98 % радіонуклідів. В порівнянні з карботермією тривалість плавки та витрати електроенергії скорочувалися в 2-3 рази.

Отриманий метал випускали в ківш, футерований магнезитом. За результатами кількох укрупнених лабораторних плавок було встановлено, що отриманий метал має наступний хімічний склад: Fe – 70-80 %; Nb – 5-10 %; Ta – 0,1-0,5 %; Mn – 1-2; C – 0,7-10,0 %; Si – 5-6 %.

В розплавленій метал вводили кисневу фурму та проводили продувку (конвертування). Мета конвертування – окиснити металевий ніобій і тантал, які містяться у розплаві заліза, та перевести їх у вторинний шлак – синтетичний концентрат з вмістом  $Nb_2O_5 + Ta_2O_5$  близько 40-44 %, 26-30 % заліза, 1,2-1,5 % фосфору, 0,8-1,0 сірки та 15 % титану. Такий концентрат придатний для отримання фероніобію за стандартною технологією [24]. Витрати кисню розраховуються в залежності від вмісту рідкісних металів у сплаві, який необхідно окиснити.

Результати виконаних досліджень використані при розробці технології переробки рідкіснометалічної руди Мазурівського родовища.

Застосування комбінованої технології переробки руди, яка включає інноваційні процеси підготовки і збагачення, пірометалургійної доводки чорного концентрату, дозволяє досягти загального вилучення пентоксидів ніобію і танталу – 61,8 % (проти 26 % при застосуванні традиційної

гравітаційної технології у відсаджувальних машинах з доводкою на концентраційних столах).

Крім того, перевагами запропонованої схеми збагачення бідних рідкіснометалічних руд є скорочення витрат хімічних реагентів та зменшення кількості відходів.

#### **5.4. Концепція раціональної технологічної схеми переробки рідкіснометалічної руди**

Концепція раціональної технологічної схеми переробки рідкіснометалічної руди полягає в наступному:

- попередня крупногрудкова сепарація руди крупністю –30 мм фотометричним методом для виділення ніобій- і цирконійвмісних порід – альбіту та маріуполіту, – від мікрокліну та інших порід, що на 45-50 % зменшує обсяги перероблюваної руди;
- подрібнення руди у відцентровій дробарці ударної дії та відцентровому млині металевій дії до крупності –1 мм, що дозволяє досягти більш повного розкриття пірохлору в грубих класах крупності;
- мокра магнітна сепарація (в слабкому і високоградієнтному полях) подрібненої руди для вилучення магнетиту, та часткового вилучення егірину і біотиту, з метою створення оптимальних умов для наступного гравітаційного збагачення у відцентровому концентраторі, за яких досягається вилучення пентоксиду ніобію в чорновий концентрат 3,0-3,5 %;
- гравітаційне збагачення у відцентрових концентраторах, що дозволяє підняти вміст пентоксиду ніобію і танталу в чорновому концентраті до 7-8 % при вилученні 77,25 %;
- пірометалургійна переробка бідного чорнового концентрату з сумарним вмістом пентоксидів ніобію і танталу 7-8 %.

#### *Література до розділу 5:*

1.Зеликман А.Н., Коршунов Б.Г. Металлургия редких металлов. – М.: Металлургия, 1991. – 432 с.

2.Гасик М.И., Лякишев Н.П. Теория и технология электрометаллургии ферросплавов. – М.: СП Интермет Инжиниринг, 1999. – 764 с.

3.Шпилевой К.Л., Костецкий Ю.В. Переработка некондиционных редкометалльных продуктов / Разработка рудных месторождений: Научно-технический сборник // Криворожский технический университет. Вып. 1(90), 2006. – С. 122-125.

4.Чернієнко Н. М. Комплексне використання руд Мазурівського родовища Приазов'я // Наукові праці Донецького НТУ. Серія: «Гірничо-геологічна». Вип. 8(136).- Донецьк, ДонНТУ, 2008. – С. 215-222.



5. Макрушин А. С., Георгиади Е. К., Михейкин В. И. Комплексное использование бедных редкометалльных руд Мазуровского месторождения / 5 Конгресс обогатителей стран СНГ: Материалы конгресса. – М.: Альтекс, 2005. – т. 3. – С. 297-298.
6. Тихонов С.А. и др. Изучение вещественного состава и технологических особенностей 25 малообъемных проб руд Мазуровского месторождения: Отчет о НИР по теме 59/80-8 / ИМР. - Симферополь, 1985. - 125 с.
7. Шпилевой К.Л., Шпилевой Л.В. Повышение извлечения пириохлора за счет совершенствования рудоподготовки // 1X Конгресс обогатителей стран СНГ. 26-28 февраля 2013 г. Сб. материалов в 2-х томах. Т. 11. – М.: МИСиС, 2013. – С. 679-681.
8. Шпилевой К. Л., Мостика Ю. С. Технология переработки нефелин – полевошпатовых хвостов Мазуровского месторождения / V Конгресс обогатителей стран СНГ: Материалы конгресса. – М.: Альт экс, 2005. - т. 3. - С.167-168.
9. Зеликман А. Н., Коршунов Б. Г., Елютин А.В., и др. Ниобий и тантал. М.: Металлургия, 1990, 296 с.
10. Красиков С. А. Физико-химические свойства и процессы в оксидных и металлических системах, содержащих тантал, ниобий, олово: Дисс. ... д-ра техн. наук: 02.00.04 / Уральское отделение Института металлургии РАН. - Екатеринбург, 2005. – 281 с.
11. Петров И. М. Повышение эффективности переработки и извлекаемой ценности редкометалльных руд на основе оптимизации параметров и глубины обогащения минеральных компонентов: Дисс. ... д-ра техн. наук: 25.05.13 / МГГУ. – М., 2002. - 390 с.
12. Шпилевой К.Л. К вопросу о сырьевой базе ниобиевого производства в Украине // Вісник КТУ. – Кривий Ріг, 2006. – Вип. 14. – С. 69-74.
13. Шпилевой К.Л., Костецкий Ю.В. Переработка некондиционных редкометалльных продуктов // Научно-технический сборник «Разработка рудных месторождений». Выпуск №1(90) // Кривой Рог. - 2006, - с. 122-124.
14. Шпилевой К.Л. Разработка принципов технологии плазменно-дуговой переработки бедных редкометаллических концентратов // Вісник Криворізького технічного університету. Збірник наукових праць. Випуск 18 // Кривий Ріг. - 2007, - с. 109-112.
15. Черняк А С. Химическое обогащение руд / А. С. Черняк. – М.: Недра, 1965. – 203 с.
16. Разработка технологии обогащения комплексных руд Мазуровского месторождения: Отчет о НИР / Механообрчермет. - № ГР 0193 017475; инв. № 086311/17-93. – Кривой Рог, 1994. – 100 с.
17. Чистов Л. Б. Исследование и разработка технологии комплексной переработки коренных руд Мазуровского месторождения с получением полевошпатового и циркониевого концентратов, технических оксидов редких металлов, РЗЭ технической чистоты и сырья для производства поликремния: Отчет о НИР / ФГУП «ГИРЕДМЕТ». - Москва, 2004. - 126 с.
18. Попов Р. Л. Результати мінералогічних та технологічних досліджень руд Мазурівського родовища та рідкісноземельних руд України: Звіт про НДР / КВ УкрДГРІ. - № 343. держ рег. № 0197009822. – Симферополь, 2002. – 138 с.
19. Шпилевой К.Л., Белецкий В.С., Попов Р.Л., Маклакова Л.А. Разработка технологии извлечения редких металлов из отходов обогащения мариуполитов / Труды Че-

твертой международной конференции «Благородные и редкие металлы - 2003» // Донецк, 22-26 сентября 2003 г., - С. 257-259.

20. Экономическая оценка технологических схем обогащения руд цветных металлов. – Методические рекомендации № 21 / Научный Совет по методам технологических исследований. – ВИМС, Москва. – 1982. – 32 с.

21. Литвицев Э.Г. Результаты исследований радиометрической обогатимости редкометаллических руд Мазуровского месторождения: Отчет о НИР / ВИМС. – Москва, 1988. – 34 с.

22. Білецький В.С., Шпильовий К.Л., Шпильовий Л.В. Підвищення ефективності розробки родовища за рахунок попереднього збагачення руди / 12 міжнародна науково-практична конференція «Школа підземної розробки» // Бердянськ, 04-08 вересня 2018 р. – 2 с.

23. Сидоренко С.А. Розробити основи технології хіміко-металургійного отримання збагачених ніобієво-танталових та кремнієвих продуктів з вітчизняних сировинних матеріалів: Звіт з НДР / ДНДП титану. – Запоріжжя, 2005. – 48 с.

24. Лякишев Н. П., Плинер Ю. Д., Субботин Н. И. Некоторые особенности алюмотермического восстановления ниобия из пироклоровых концентратов // Сб. трудов Ключевского завода ферросплавов, 1967. - Вып. 3. - С. 119-124.

## ВИСНОВКИ

Практика збагачення бідних тонковкраплених руд рідкісних металів свідчить про значні труднощі досягнення прийнятної ефективності роботи збагачувальних фабрик. Великий обсяг науково-дослідних робіт з вивчен-

ня збагачуваності пірохлорових руд, у тому числі єдиного в Україні Мазурівського родовища рідкіснометалічних руд, виконаний протягом тривалого часу, не привів до створення оптимальної, економічно вигідної технології їх переробки. Традиційні гравітаційні методи збагачення бідних тонковкраплених пірохлорових руд не забезпечують достатньо високого вилучення металів у чорнові концентрати; якість концентратів залишається низькою, а втрати металу досить значними.

Однією з основних причин високих втрат пірохлору з хвостами гравітаційного збагачення є крихкість мінералу, схильність його до переподрібнення, та перехід зерен в дрібні класи. Застосування традиційного обладнання для подрібнення руди, – кульових та стрижневих млинів, – призводить до наклепу пірохлору на поверхні більш міцних зерен мікрокліну або інших порід. Така технологія у багатьох випадках є непридатною, так як навіть при дуже тонкому подрібненні вона не забезпечує необхідного розкриття мінералів. Втрати танталу і ніобію за рахунок тонких класів сягають 30-40 %, і більше.

Застосування добре вивчених флотаційних методів збагачення тонких класів пірохлорових руд також не забезпечує високого вилучення ніобію. Флотація пірохлорових руд потребує складного реагентного режиму, особливо при селекції колективного пірохлор-цирконового концентрату (щавлева і сірчана кислоти, екзотичний реагент купферон і т.п.), а витрати реагентів є досить значними; досить проблематична організація ефективної очистки стічної води, у т.ч. через присутність жирних органічних кислот. Ускладнення в застосуванні флотації викликані підвищеною кількістю гідрооксидів заліза та глинистих мінералів на поверхні часток пірохлору, гіпергенними змінами поверхні пірохлору. Аналіз відомих робіт по флотаційному збагаченню руд Мазурівського родовища показує, що вилучення пірохлору, як правило, не перевищує (35-40) %, а при напівпромислових випробуваннях взагалі складало лише 9 %.

Підготовка руди стає стримуючою ланкою при переробці тонковкраплених руд (у тому числі рідкіснометалічних), зумовлює роботи над її вдосконаленням з метою одержання економічного ефекту завдяки застосуванню селективних способів розкриття руди. Основним критерієм інтенсифікації підготовки рідкіснометалічної руди до збагачення є підвищення вилучення металів. Крім того, виявлення оптимального способу підготовки руди (або раціональної її схеми) повинне призводити до зменшення утворення шламів та підвищення концентрації супутніх компонентів у товарних концентратах.

До перспективних методів збагачення тонкозернистих ніобійвмісних руд можна віднести метод відцентрового збагачення, який широко застосовується у світовій золотовидобувній промисловості.

Аналіз рівня вилучення цінних компонентів при збагаченні різних видів мінеральної сировини дозволяє зробити висновок про те, що тенденція зниження вилучення металів з мінеральної сировини особливо проявляється для рідкіснометалічних руд, вилучення металів з яких в кондиційні концентрати збагачення не перевищує 40-50 %. Це пояснюється зростанням обсягів переробки тонковкраплених та бідних руд, що вміщують мінерали, які не піддаються ефективному розділенню методами механічного збагачення.

Втрати рідкісних металів при збагаченні рідкіснометалічних руд визначаються як низьким ступенем розкриття цінних мінералів при подрібненні руди, так і низькою селективністю розділення рудних та нерудних мінералів в процесі збагачення, особливо у циклі доводки бідних чорнових концентратів.

На підставі виявлених та математично описаних закономірностей кінетики розкриття рідкіснометалічних руд Мазурівського родовища в кульовому млині при роботі у відкритому циклі встановлено, що ступінь розкриття подрібненого матеріалу визначається трьома основними параметрами – тривалістю подрібнення, питомою продуктивністю подрібнювального обладнання та ступенем розкриття вихідного продукту. На основі отриманих закономірностей та з врахуванням відомого показника ефективності рудопідготовки по розкриттю руди, який визначається величинами дійсної питомої продуктивності подрібнювального обладнання по готовому класу крупності та по розкритому продукту, здійснено вибір раціонального обладнання для дезінтеграції тонковкраплених руд.

Дослідження збагачення руд Мазурівського родовища показало, що вилучення пентоксиду ніобію знижується суттєво на стадії первинного збагачення при отриманні чорнового концентрату (з вмістом пентоксиду ніобію до 5 %), та на останніх стадіях доводки чорнового концентрату (від 15 до 21 % пентоксиду ніобію). Це пов'язано із схильністю пірохлору до ошламовування, близькими технологічними властивостями цінних мінералів, та наявністю їх тонких зростків з пороудоутворюючими мінералами.

Результати проведених досліджень показують, що застосування селективного подрібнення у відцентровому млині металічного типу дозволяє досягти повнішого розкриття пірохлору в більш грубих класах крупності. Гравітаційне збагачення подрібненої таким способом руди у безнапірному відцентровому концентраторі дозволяє підвищити масову частку пентоксиду ніобію в чорновому концентраті до 2,03 %, що майже в два рази пе-

ревищує його значення при подрібненні руди у кульовому млині (1,11 %). При цьому вилучення зростає на 35 % (відн.) і становить 65,37 %. Попереднє часткове вилучення з руди мінералів проміжної густини (егірину, біотиту і т.п.) перед гравітаційним збагаченням у відцентровому полі призводить до ще вищого зростання ступеню вилучення пірохлору. Масова частка пентоксиду ніобію у цьому випадку складає 3,22 % (при вилученні 77,25 %, що на 39,1 % (відн.) вище в порівнянні з подрібненням у кульовому млині).

Як показує світовий досвід збагачення бідних рідкіснометалічних руд, більш широке застосування гідро- та пірометалургійних процесів для переробки чорнових концентратів і бідних промпродуктів дозволяє знизити втрати металів та підвищити ефективність всього процесу переробки руди. В цьому випадку важливим є обґрунтування оптимальної глибини збагачення, як кінцевої стадії переробки руд механічними методами, після чого отриманий концентрат збагачення з огляду на максимальну економічну ефективність необхідно переробляти хіміко-металургійними методами.

У результаті виконаних нами техніко-економічних розрахунків встановлені закономірності зміни значень цінності компонентів руди, що вилучаються, та собівартості переробки рідкіснометалічної руди при зростанні вмісту пентоксиду ніобію в концентраті. Визначено, що оптимальна глибина збагачення руд Мазурівського родовища механічними методами, за якої досягається максимальний прибуток від реалізації товарної продукції, характеризується вмістом пентоксиду ніобію в чорновому пірохлоровому концентраті на рівні 7-8 % при наступній металургійній його переробці.

Оптимізація співвідношення механічного та пірометалургійного збагачення в комбінованих схемах переробки бідної руди є досить ефективним напрямком вдосконалення виробництва рідкіснометалічної продукції.

Але робота гірничо-переробного підприємства на основі використання критерію «оптимальної глибини збагачення» можлива лише у випадку, коли гірничо-збагачувальне виробництво знаходиться в єдиному комплексі з металургійним цехом у складі одного підприємства.

В умовах повного циклу переробки руди на гірничо-металургійному заводі можлива і необхідна оптимізація співвідношення механічного збагачення та металургійної обробки продуктів збагачення на основі критерію «максимальний прибуток від реалізації кінцевої товарної продукції».

## **Монографія**

Леонід Вікторович Шпильовий,  
Володимир Стефанович Білецький,  
Костянтин Леонідович Шпильовий

# **ЗБАГАЧЕННЯ НІОБІЄВИХ РУД**

*За редакцією д-ра техн. наук,  
проф. В. С. Білецького*

УДК 622.772 : 669.293

**Шпильовий Л. В., Білецький В. С., Шпильовий К. Л.**

ШБ1 Збагачення ніобієвих руд / За ред. В.С. Білецького. – К.: Видавництво ФОРМ Халіков Р.Х., 2021. – 160 с.

**ISBN 978-617-7565-72-6**

У монографії розглядається проблема переробки бідних ніобієвих руд вітчизняних родовищ, зокрема Мазурівського. Викладені результати теоретичних та експериментальних досліджень збагачення руди та пірометалургійної переробки чорнових концентратів.

Обґрунтована раціональна глибина механічного збагачення руд родовища. Досліджені переваги процесу подрібнення у відцентрових дробарках металюного типу та гравітаційного збагачення у відцентрових концентраторах.

Книга розрахована на інженерно-технічних працівників наукових та проектних організацій, гірничо-збагачувальних комбінатів. Вона може бути корисною студентам вузів, які вивчають технологію збагачення корисних копалин.